



Universidad
Nacional
de Loja

Universidad Nacional de Loja

Facultad de la Energía, las Industrias y los Recursos Naturales no Renovables

Maestría en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva

**Determinación de variables de cálculo para la optimización del proceso
de conminución en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II.
El Pache. Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.**

Trabajo de Titulación, previo a la
obtención del Título de Magister en
Minas, Mención Mineralurgia y
Metalurgia Extractiva

AUTOR:

Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrío

DIRECTOR:

Ing. Julio Eduardo Romero Sigcho, PhD.

Loja – Ecuador

2023

Educamos para **Transformar**

Certificación

Loja, 09 de abril de 2023

Ing. Julio Eduardo Romero Sigcho, PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITUALCIÓN

CERTIFICO:

Que he revisado y orientado todo el proceso de elaboración del Trabajo de Titulación denominado: *Determinación de variables de cálculo para la optimización del proceso de conminución en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II. El Pache. Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.*, previo a la obtención del título de **Magister en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva**, de la autoría del **PhD. Jorge Michael Valarezo Riofrío**, con **cédula de identidad Nro.1103141915**, una vez que el trabajo cumple con todos los requisitos exigidos por la Universidad Nacional de Loja, para el efecto, autorizo la presentación del mismo para su respectiva sustentación y defensa.



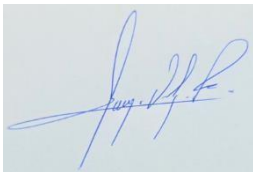
FIRMANDO DIGITALMENTE POR:
JULIO EDUARDO
ROMERO SIGCHO

Ing. Julio Eduardo Romero Sigcho, PhD.

DIRECTOR DEL TRABAJO DE TITULACIÓN

Autoría

Yo, **Jorge Michael Valarezo Riofrío**, declaro ser autor del presente Trabajo de Titulación y eximo expresamente a la Universidad Nacional de Loja y a sus representantes jurídicos, de posibles reclamos y acciones legales, por el contenido del mismo. Adicionalmente acepto y autorizo a la Universidad Nacional de Loja la publicación de mi Trabajo de Integración Curricular, en el Repositorio Digital Institucional – Biblioteca Virtual.



Firma:

Cédula de identidad: 1103141915

Fecha: 02 / 05 /2023

Correo electrónico: michael.valarezo.r@unl.edu.ec

Teléfono: 0987679808

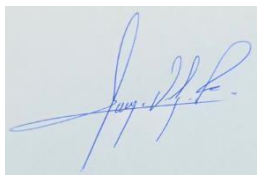
Carta de autorización por parte del autor, para consulta, reproducción parcial o total, y publicación electrónica de texto completo, del Trabajo de Titulación

Yo, **Jorge Michael Valarezo Riofrío**, declaro ser autor del Trabajo de Titulación denominado: **Determinación de variables de cálculo para la optimización del proceso de conminución en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II. El Pache. Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.** como requisito para optar por el título de **Magister en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva.**, autorizo al sistema Bibliotecario de la Universidad Nacional de Loja para que, con fines académicos, muestre la producción intelectual de la Universidad, a través de la visibilidad de su contenido en el Repositorio Institucional. Los usuarios pueden consultar el contenido de este trabajo en el Repositorio Institucional, en las redes de información del país y del exterior con las cuales tenga convenio la Universidad.

La Universidad Nacional de Loja, no se responsabiliza por el plagio o copia del Trabajo de Titulación que realice un tercero.

Para constancia de esta autorización, en la ciudad de Loja, a los dos días del mes de mayo de dos mil veintitrés.

Firma:



Autor: Jorge Michael Valarezo Riofrío

Cédula de identidad: 1103141915

Dirección: Segundo Cueva Celi 93-41. Entre puertas Moreno y Clodoveo Carrión.
Ciudadela Zamora.

Correo electrónico: michael.valarezo.r@unl.edu.ec

Teléfono: 1103141915

DATOS COMPLEMENTARIOS:

Director de Trabajo de Titulación: Ing. Julio Eduardo Romero Sigcho, PhD.

Dedicatoria

Mis padres Sonia y Jorge (*El Comandante*), sin lugar a duda el mejor apoyo que la vida te puede otorgar en un hogar; a mis hermanos Juan Carlos, Catalina y Marco; a mis sobrino y sobrinas: Juan David, María Gabriela y María Emilia, Sofia y Vanessa; a mis amigos y compañeros. A la Planta docente de pre y posgrado de la UNL, que siempre me apoyan en cada meta académica propuesta.

Michael Valarezo

“Valak”

Agradecimiento

Mención especial las Plantas de Beneficio Reina del Cisne I y II, EcoMetals y Alto Vizcaya – GoldMins; de donde se obtuvo la información de inventarios de campo.

Al Director del Trabajo de Integración Curricular Ing. Julio Eduardo Romero Sigcho quien con sus conocimientos y experiencia viabilizo el desarrollo del presente trabajo técnico.

A los docentes de Posgrado de Minas quienes inculcaron la guía de investigación mineralurgia y metalúrgica; así como fomentaron la investigación enfocada en el enorme potencial minero que tiene el Ecuador.

A las autoridades, propietarios, accionistas y técnicos de todas las empresas que permitieron el acceso a sus instalaciones de pequeña, mediana y gran minería; para que nuestra formación académica superior, tenga la connotación de técnica de campo.

A mis compañeros Carlomagno, Diego J., Francisco, Paulo, Juanito, Pavel, Danilo, Tucker, Andy, Walter, Fermín, Carlitos, Jorge, Janina, Danilo, Julio C., Sonita, Glenda, Paulina, Pablito, Roberth, Celia, Diego L., Susanita, Cecilia, Luz María, Elisita, Vanessa, Fabiolita, Santiago, Ángel, Galito, Trosky, Johana, Paulina, Katu, Yadira, Eliana.

Para Gabriela G., María José V. Nadia C., Fernando V.

Michael Valarezo

“Valak”

Índice de contenidos

	<i>Página:</i>
Portada	
Certificación	ii
Autoría	iii
Carta de autorización	iv
Dedicatoria	v
Agradecimiento	vi
Índice de contenidos:	vii
Índice de Figuras	viii
Índice de Tablas	ix
Índice de Anexos	x
1. Título	1
2. Resumen	2
2.1. Abstract	3
3. Introducción	4
3.1. Objetivos de la investigación	6
3.1.1. Objetivo General	6
3.1.2. Objetivos específicos	7
4. Marco teórico	8
4.1. Proyectos Estratégicos Mineros Nacionales (PEMN)	8
4.2. Teoría de la Conminucion	8
4.3. Trituración. Tonelaje	9
4.3.1. Expresión de Taggart	9
4.3.2. Expresión de Lewenson	10
4.3.3. Potencia. Modelo Rose and English	10
4.4. Molienda. Leyes de la Conminución	11
4.4.1. Trabajo de fragmentación	11
4.4.2. Resumen de las tres leyes de Conminución	12
4.5. Balance metalúrgico	14
4.6. Flotación de Minerales	15
5. Metodología	18
5.1. Área de estudio	18
5.1.1. Ubicación geográfica	18
5.1.2. Referencia de coordenada	18
5.1.3. Rutas	19
5.2. Materiales	19
5.3. Procedimiento	20
5.4. Metodología para el primer objetivo	20
5.5. Metodología para el Segundo objetivo	22
5.6. Metodología para el tercer objetivo	23
6. Resultados	25
6.1. Ubicación – descripción global de la planta de referencia.	25
6.2. Caracterización del mineral y roca	26
6.3. Equipos y Maquinaria dentro de cada área de trabajo	29
6.4. Diagrama de flujo	29
6.5. Área de almacenamiento: Stockpile	30
6.5.1. Muestreo	31

6.5.2. Circuitos	32
6.6. Tolvas	32
6.6.1. Tolvas para material fino	33
6.6.2. Tolvas para material grueso	33
6.7. Trituración	34
6.8. Molino de bolas	37
6.8.1. Base de cálculo para molino de bolas	38
6.9. Concentración Gravimétrica	40
6.10. Balance metalúrgico en flotación bulk.	41
6.11. Equipamiento del proceso: Reina del Cisne II.	42
6.12. Balance de masa y metalúrgico	45
7. Discusión	47
8. Conclusiones	52
9. Recomendaciones	55
10. Bibliografía	57
11. Anexos	59

Índice de Tablas:

	Página:
<i>Tabla 1. Descripción detallada de las celdas y reactivos de Flotación</i>	17
<i>Tabla 2. Ubicación de la Planta de Beneficio mediante Coordenada:</i>	18
<i>Tabla 3. Rutas para acceder a la zona de estudio.</i>	19
<i>Tabla 4. Materiales empleados.</i>	19
<i>Tabla 5. Descripción de una roca tipo para el procesamiento en Planta.</i>	27
<i>Tabla 6. Descripción detallada de equipos utilizados en el Área de Trituración.</i>	35
<i>Tabla 7. Descripción detallada de los molinos de bolas.</i>	39
<i>Tabla 8. Descripción de equipos básicos en un proceso de flotación de minerales.</i>	42

Índice de Figuras:

	Página:
<i>Figura 1. Esquematación del modelado analítico (teórico-empírico); el cual intenta obtener el conjunto de funciones que representan el comportamiento del sistema.</i>	12
<i>Figura 2. Componentes de un concentrado. Balance de material y metalúrgico. A. Alimento (Feed). T. Colas (Tailing). C.- Concentrado.</i>	14
<i>Figura 3. Esquema de adhesión selectiva. B. Burbuja. P. Partícula. Solido – gas (s-g). Solido – líquido (s-l).</i>	16
<i>Figura 4. Esquema clásico de arreglo de celdas de flotación: Rougher - Cleaner - Scavenger RCS. Fuente: El Autor.</i>	17
<i>Figura 5. Croquis con la ubicación geográfica de la Planta de Beneficio “REINA DEL CISNE II”.</i>	17
<i>Figura 6. Ubicación de la Planta de beneficio Reina del Cisne II.</i>	25
<i>Figura 7. Izq. Muestra de cuarzo lechoso y oro. Der. Muestra de vetas calcedónicas. Lundin Gold. Proyecto Fruta del Norte. Los Encuentros. Ecuador.</i>	26
<i>Figura 8. Izq. Tamaño de muestra a procesar en la planta de 12”. Der. Muestra de andesita con presencia de epidota; fracturas y oxidación de pátinas minerales de Hierro.</i>	27
<i>Fotografía 9. a) Andesita gris verdosa con fenocristales de hornblenda, plagioclasa y piroxeno de 1-3 mm. b) Andesita gris clara con fenocristales de plagioclasas de 3 mm alteradas a caolinita y hornblendas de 1-3 mm, trazas de pirita diseminada en matriz con vidrio volcánico. Dónde: Plagioclasa (Plg), Anfíbol (Anf), Piroxeno (Px), Epidota (Ep).</i>	28
<i>Figura 10. Distribución espacial de las naves y secciones de concentración de minerales. Reina del Cisne II.</i>	29
<i>Figura 11. Secuencia del proceso de trituración para el primer análisis de productividad. Reina del Cisne II.</i>	30
<i>Figura 12. Izq. Áreas de apilamiento de material por orden de tamaño – procedencia en la Planta Alto Vizcaya - GoldMins. Der. Reina del Cisne II.</i>	31
<i>Figura 13. Muestreo en Stockpile y Palas cargadoras</i>	32
<i>Figura 14. Circuitos de trituración primaria. 1) Mandíbulas y Conos en circuito abierto. 2) Mandíbulas y Conos, con cribas vibratorias, 3) Mandíbulas y Conos con circuito cerrado</i>	34
<i>Figura 15. Secuencia de quipos de Trituración de la Plata de Beneficio y esquemas en circuitos cerrados.</i>	35
<i>Figura 16. Secuencia de quipos de Trituración de la Plata de Beneficio y esquemas en circuitos cerrados.</i>	38
<i>Figura 17. Equipos de trituración primaria y secundaria de la Plata de Beneficio.</i>	38
<i>Figura 18. Molinos de bolas de las Plantas de Beneficios: Reina del Cisne II y Alto Vizcaya - GoldMins.</i>	43
<i>Figura 19. Roca andesita de textura porfídica y presencia de minerales félsicos (plagioclasas) y minerales máficos (Piroxenos, hornblendas). El cuarzo >20%.</i>	43
<i>Figura 20. Izq.- Cedas Serrano 5x5. Der. Molienda – Flotación.</i>	44
<i>Figura 21. Izq.- Cedas Serrano 5x5 Reina del Cisne II. Der. Celdas Serrano Alto Vizcaya.</i>	44
<i>Figura 22. Enmabaje y transporte de concentrado de Cu – reina del Cisne II. Secado de Big bags – Alto Vizcaya</i>	48
	50

Figura 22. *Flow sheet de la Planta de Concentración de Minerales reina del Cisne II. Código: 390015.*

Figura 23. *Inventario de Plantas de beneficio Mineral para obtención de Cobre – Au. ARCERNNR.*

Figura 24. *Relación de consumo energético en porcentaje en un Molino SAG y Molino de bolas Nota: Información obtenida del IIGE, 2021.*

Índice de Anexos:

	<i>Página:</i>
<i>Anexo Nro. 1. Formulario aplicado en conminución: TRITURACIÓN.</i>	59
<i>Anexo Nro. 2. Formulario aplicado en conminución: MOLIENDA.</i>	65
<i>Anexo Nro. 3. Formulario aplicado en BALANCE METALÚRGICO.</i>	68
<i>Anexo Nro. 4. Diagramas de Flujo Unitarios de la Planta Reina del Cisne II.</i>	72
<i>Anexo Nro. 5. Registro fotográfico 1. Ubicación de las Plantas de Beneficio. El Pache – Portovelo.</i>	74
<i>Anexo Nro. 6. Registro fotográfico 2. Secuencia general de procesos. Plantas de Beneficio. El Pache – Portovelo.</i>	75
<i>Anexo Nro. 7. Certificación de traducción del resumen</i>	76

1. Título

**Determinación de variables de cálculo para la optimización del proceso de
conminución en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II. El Pache.**

Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.

2. Resumen

En el presente trabajo identifica y determina cuantitativamente todas las variables de cálculo para los procesos de conminución, entendido estos, como trituración y molienda. Se presentan y describen técnicamente dos fases: 1) describir la materia prima a procesar y el flujograma con todos los equipos de conminución involucrados para el presente caso; y, 2) la identificación y cálculo de variables como: grados de reducción, ángulo de agarre, rotación, tonelaje y consumo energético para trituradores; y, reducción, frecuencia de rotación, fracción de rotación crítica, grado de llenado, energía consumido, potencia del motor y flujo para molinos. Se analiza básicamente los procesos de conminución en las Plantas de Beneficio del sector El Pache en Portovelo Ecuador; haciendo énfasis en la Planta de beneficio Reina del Cisne II con una capacidad instalada de 120 TPD. Se tomará en cuenta información de plantas como Alto Vizcaya y Ecometals para el análisis y comparativas finales de mejora y optimización de los procesos de conminución. Los resultados obtenidos establecen que los costos operativos de una planta de concentración, están directamente relacionado al período de tiempo que esta es operada, por sus ingresos – egresos, utilidad y por el consumo energético en sus molinos (kw.h/ton material). Tecnológicamente la secuencia de equipos de trituración: mandíbulas primarias - secundarias; mandíbulas – conos; son para roca dura y abrasiva como la andesita con fortalezas superiores a 120 MPa y work index de 12.3 kWh/ton. Trabajar con molino de bolas en circuitos cerrados permite una mejora en los grados de reducción y consumo energético. Se deben aplicar principios de Rittinger, Taggart, Lewenson y Bond, para entender grados óptimos de reducción, energía consumida y potencia de motor en carga completa para verificar ahorros generales de 1 a 5% en planta por tonelada de material procesada.

Palabras claves: Conminución. Frecuencia de rotación. Consumo energético.

2.1. Abstract

This work identifies and quantitatively determines all the calculation variables for comminution processes, understood as crushing and grinding. Two phases are presented and technically described: 1) description of the raw material to be processed and the flow chart with all the comminution equipment involved for the present case; and, 2) the identification and calculation of variables such as: reduction degrees, grip angle, rotation, tonnage and energy consumption for crushers; and, reduction, rotation frequency, critical rotation fraction, filling degree, energy consumed, motor power and flow for mills. The comminution processes in the Beneficiation Plants of the El Pache sector in Portovelo Ecuador are basically analyzed, with emphasis on the Reina del Cisne II Beneficiation Plant with an installed capacity of 120 TPD. Information from plants such as Alto Vizcaya and Ecometals will be considered for the analysis and final comparisons for improvement and optimization of comminution processes. The results obtained establish that the operating costs of a concentration plant are directly related to the period of time it is operated, its income - expenditure, profit and energy consumption in its mills (kw.h/ton material). Technologically, the sequence of crushing equipment: primary jaws - secondary jaws; jaws - cones; are for hard and abrasive rock such as andesite with strengths above 120 MPa and work index of 12.3 kWh/ton. Working with ball mills in closed circuits allows an improvement in reduction rates and energy consumption. Rittinger, Taggart, Lewenson and Bond principles should be applied to understand optimum reduction grades, energy consumed and motor power at full load to verify overall plant savings of 1 to 5% per ton of material processed.

Key words: Comminution. Rotation frequency. Energy consumption.

3. Introducción

Los minerales en Ecuador; al igual que en el mundo se los puede dividir en: Metálicos, son los que se explotan con el fin de extraer el elemento metálico que contienen, entre los que se considera los metales preciosos (el oro, la plata y los metales del grupo del platino), los metales siderúrgicos (hierro, níquel, cobalto, titanio, vanadio y cromo), los metales básicos (cobre, plomo, estaño y cinc), los metales ligeros (magnesio y aluminio), los metales nucleares (uranio, radio y torio) y los metales especiales (litio, germanio, galio y arsénico). No metálicos, son los que se aprovechan con finalidad distinta a la de extraer metales, a pesar de que los contengan, entre los que se encuentran los minerales industriales que incluyen los de potasio y azufre, el cuarzo, la trona, la sal común, el amianto, el talco, el feldespato y los fosfatos. En el Ecuador existe una variada gama de minerales, de los cuales se extrae principalmente los siguientes: oro, plata, arcilla, caliza, caliza, feldespato, sílice, arenas ferruginosas, concentrado de oro, concentrado de cobre, zeolita, bentonita, mármol y otros en exploración final para declaración de indicios, tal como lo describe el Informe del Banco Central del Ecuador. 2017.

Se debe recordar que, para la determinación y caracterización de los minerales como oro, plata, cobre y otros minerales “útiles” en muestras geológicas, se debe realizar análisis mineralógicos, químicos y pruebas metalúrgicas si fuera el caso de beneficiarlo. Constituye una labor exigente a causa de la variación en la composición química de los minerales asociados a este metal, lo cual dificulta su determinación. Además, debido al alto valor económico del oro, su cuantificación debe ser efectuada con una alta precisión y veracidad, ya que pequeñas cantidades del metal pueden incidir en la factibilidad de su explotación en yacimientos de baja ley (Marsden & House, 2006).

Considerando su extracción y haciendo referencia la Manual General de Minería y Metalurgia. Minas, Concentradoras, Refinería, Fundiciones, LIX/SX/EW. (2006), se definen que: “los procesos que tienen que ver con la acción de reducción de tamaño de los minerales y que permiten liberar las especies valiosas contenidas en ellos, son tareas energéticas considerablemente altas”. Según este concepto, se tomaría que la reducción desde la tronadura en la mina es el primer proceso de conminución en la línea de operaciones de mina y planta. Para el control metalúrgico, operacional y chequeo de las características de diseño de una planta de conminución de minerales, es importante contar

con toda la información necesaria para realizar los balances de materiales en cada punto del proceso”.

Wills Barry A. Napier-Munn Tim (2006); en su *Mineral Processing Technology An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*, detallan: “Debido a que la mayoría de los minerales están finamente diseminados e íntimamente asociados con la ganga, deben ser inicialmente "liberados" antes de que pueda llevarse a cabo la separación. Esto se logra mediante la trituración en la que el tamaño de partícula del mineral se reduce progresivamente. reducido hasta que las partículas limpias de mineral puedan ser separadas por los métodos disponibles.

La conminución en sus primeras etapas se lleva a cabo en para facilitar el material recién excavado para manejar por raspadores, transportadores y transportadores de mineral, y en el caso de productos de cantera para producir material de tamaño de partícula controlado. Los explosivos se utilizan en la minería para extraer los minerales de sus lechos naturales, y la voladura puede considerarse como la primera etapa de la trituración. El procesamiento en la planta, tiene lugar como una secuencia de procesos de trituración y molienda que demandan ampliamente de: consumo energético (kW. h/ton); consumo de acero (kg de acero/tonelada) y recurso agua (m³ de agua/ cada m³ de material procesado). **La trituración** reduce el tamaño de partícula del mineral extraído de la mina a un nivel tal que la molienda se puede llevar a cabo hasta que el mineral y la ganga se produzcan sustancialmente como partículas separadas. La trituración se logra mediante la compresión del mineral contra superficies rígidas o mediante el impacto contra superficies en una trayectoria de movimiento rígidamente restringida. Esto contrasta con **la molienda** que se logra por abrasión e impacto del mineral por el movimiento libre de medios no conectados como varillas, bolas o guijarros. Los circuitos abiertos; cerrados (mediante cribas vibratorias y cintas transportadoras), deben definirse en base a la secuencia del material y a la exigencia del grado de reducción y liberación del mineral, que generalmente suele ser ineficiente (no se alcanza malla #200; 75 micras).

Radicalmente Metso Minerals en el 2021, presento un artículo basado en experiencias de la Mina Antamina – Perú y comprobado en otros casos en el mundo con sus 100 años de experiencia en el mercado minero. Se englobó los problemas energéticos y productivos de todas las plantas en el mundo basados en: 1) Los mayores consumos son

los energéticos y a veces no solo dependen de la roca (dureza – abrasión); sino suelen correlacionar malos diseños e ineficiencia de equipos; 2) El control de circuitos, así como con la puesta en marcha, la operación y la optimización de la planta de molienda se debe realizar con las especificaciones de su propio mineral; y, 3) La operación automática ahorra energía, medios de molienda y desgaste del revestimiento, al tiempo que aumenta la capacidad. “El tiempo es energía y la energía es rentabilidad”.

El proceso en beneficio debe ser integrado. Esto quiere decir: *“para incrementar el rendimiento en conminución; se debe integrar y optimizar la fragmentación desde la voladura, la fase de trituración en su máximo grado de reducción y la molienda en su máximo grado de reducción y liberación”*. Definir metas de producción con el menor consumo de energía por tonelada de producto. En el proceso de beneficio los mayores equipos consumidores de energía eléctrica son los molinos de bolas $\approx 40\%$ del gasto total. Los valores de consumo varían entre $\approx 1579,7$ kW y 6000 kW. El costo por consumo de electricidad en las plantas de beneficio puede llegar hasta los US\$60.000 mensuales.

Según datos de ARCOM (actualmente ARCERNNR), se constató que dentro de los procesos de beneficio los mayores equipos consumidores de energía eléctrica son los molinos de bolas, concentrando desde el 20% al 40% del gasto total, este porcentaje depende del número de molinos implementados en cada empresa, además, se debe mencionar que existe un consumo mayor de potencia eléctrica en las plantas que cuentan con dos tipos de molinos: de bolas y de ruedas, y este valor oscila entre 1579,7 kW y 600 kW. Para el cumplimiento de la presente investigación, se detallan los siguientes objetivos:

3.1. Objetivos de la investigación

3.1.1. Objetivo General

Aplicar y analizar las variables de cálculo en los equipos de conminución que permitan el correcto dimensionamiento y optimización del proceso de reducción de tamaño en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II. El Pache. Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.

3.1.2. Objetivos específicos

- 1) Describir técnicamente todos los equipos de trituración, molienda y cribado de la Planta Reina del cisne II sobre la base de un diagrama de flujo funcional.
- 2) Aplicar los diferentes criterios de cálculo basados en tonelajes y consumos energéticos a cada equipo inmerso en la Conminucion.
- 3) Formular y categorizar sobre la base técnico – económico, el diagrama de flujo más óptimo del proceso de Conminucion de la Planta Reina del Cisne II.

4. Marco teórico

4.1. Proyectos Estratégicos Mineros Nacionales (PEMN)

Valarezo, J., Tambo, W., González, F. (2017) en su artículo: LOS PROYECTOS ESTRATÉGICOS MINEROS EN EL ECUADOR; UNA VISIÓN DEL PROYECTO MIRADOR Y FRUTA DEL NORTE, definen dos datos valederos para el presente proyecto:

- a) Proyecto Mirador. El producto a explotar es principalmente Cobre y secundariamente Oro y Plata, se estima una reserva probable de 437 millones 670.000 Ton. La empresa operadora es Ecuacorriente S.A. (ECSA); se prevé el inicio de explotación para el año 2016 y por un tiempo de operación de la mina de 20 años.
- b) El proyecto Fruta del Norte. Se ubica en la Provincia de Zamora Chinchipe; Cantón Yantzaza. Los productos a explotar son principalmente Oro y Plata, se estima una reserva probable de 13 mill 700 000 Onzas. La empresa operadora inicial fue Kinross Aurelian, la cual preveía el inicio de explotación para el año 2015 y por un tiempo de operación de la mina de 15 años.

4.2. Teoría de la Conminucion

Barry A. Wills & Tim Napier-Munn (2006), definen que el principio de conminución parte de entender la rotura desde la red cristalina. Expresan: “La mayoría de los minerales son materiales cristalinos en los que los átomos están ordenados regularmente en arreglos tridimensionales. La configuración de los átomos está determinada por el tamaño y los tipos de enlaces físicos y químicos que los mantienen unidos. En la red cristalina de los minerales, estos enlaces interatómicos son efectivos solo en distancias pequeñas y pueden romperse si se extienden por un esfuerzo de tracción. Dichos esfuerzos pueden ser generados por cargas de tracción o compresión”. La teoría de la conminución básicamente se ocupa de la relación entre la entrada de energía y el tamaño de las partículas obtenidas a partir de un tamaño de alimentación dado. Se han expuesto varias teorías, ninguna de las cuales es completamente satisfactoria (Wills y Atkinson, 1993).

En el Manual General de Minería y Metalurgia. Minas (Chile, 2006), define la conceptualización de Razón de reducción (Rr). Todos los equipos involucrados, ya sean chancadores o molinos, tienen una relación diferente entre los tamaños de alimentación y descarga. A la relación entre el tamaño de alimentación y el tamaño de descarga de cualquier equipo de conminución se la llama “razón de reducción”. $Rr = F_{80}/P_{80}$.

4.3. Trituración. Tonelaje

Kojovic, T. (1997). La trituración es la primera etapa mecánica del proceso. de trituración en la que el objetivo principal es la liberación de los minerales valiosos de la ganga. Generalmente es una operación en seco y suele ser realizado en dos o tres etapas. Los terrones de mineral extraído de la mina pueden tener un tamaño de hasta 1,5 m de ancho y se reducen en la etapa de trituración primaria a 10-20 cm en máquinas de servicio pesado. Las trituradoras primarias son comúnmente diseñadas para operar el 75 % del tiempo disponible, principalmente debido a interrupciones causadas por alimentación insuficiente de la trituradora y por retrasos mecánicos en la trituradora (Lewis et al., 1976). Cuatro son los factores de importancia para la elección del triturador adecuado: a) El tipo de mineral a tratar; b) El tamaño de la alimentación; c) La capacidad; y, d) Las características requeridas para el producto final del chancado.

4.3.1. Expresión de Taggart

Desarrolló una fórmula práctica para determinar la capacidad de producción de los triturados de mandíbulas, cuya expresión es:

$$Q = 0.093 * b * d \quad (1)$$

Q.- capacidad en tph

b.- ancho de la mandíbula, cm.

d.- tamaño del material triturado, en cm.

Esta fórmula coincide bien con los resultados prácticos obtenidos con TRITURADORES DE TAMAÑO MEDIO. Para los grandes trituradores la fórmula da valores bajos para el caudal obtenido.

4.3.2. Expresión de Lewenson

Elaboró la fórmula que sigue para determinar la capacidad de producción de trituradores de mandíbulas:

$$Q = 150 * \eta * b * s * d * u * \gamma \quad (2)$$

Donde:

Q.- capacidad en tph

η .- vueltas por minuto (r.p.m.)

b.- ancho de la mandíbula oscilante, en m.

s.- amplitud de oscilación de la mandíbula oscilante en cm.

d.- tamaño medio del material triturado, en m.

u.- grado de llenado del material triturado, dependiente de sus propiedades físicas.

Aproximadamente entre 0.25 y 0.5.

γ .- peso específico del material que se va a triturar t/m³.

4.3.3. Potencia. Modelo Rose and English

La capacidad de una trituradora se refiere a la cantidad de volumen o masa de material triturado que produciría por unidad de tiempo de operación. Su expresión:

$$P = 0.01195 * w_i \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \sqrt{L_{min} + L_T}}{\sqrt{G} * \sqrt{L_{min} + L_T}} \right] * m \quad (3)$$
$$G = \frac{F_{80}}{6.3 * 10^5} ; L_{min} + L_T = \frac{P_{80}}{7.0 * 10^5}$$

Donde:

W_i.- Índice de trabajo de trituración (kw.h/ton).

G.- “Gape”, apertura de la quebrantadora (m).

L_{min}.- La carrera mínima (m).

L_T.- La carrera de la quebrantadora “throw” (m).

F₈₀.- 80% acumulado de la alimentación (micras).

P₈₀.- 80% acumulado del producto (micras).

m.- Capacidad de molienda (tph).

P.- Potencia (kW).

4.4. Molienda. Leyes de la Conminución

Shi, Frank. (2004). La molienda (Grinding mills); es la última etapa del proceso de conminución; en esta etapa las partículas se reducen de tamaño por una combinación de impacto y abrasión, ya sea en seco o en suspensión en agua. Se realiza en recipientes de acero (cilíndricos giratorios) que contienen una carga de cuerpos de trituración sueltos, el *medio de molienda*, que puede moverse libremente dentro del molino, reduciendo así las partículas de mineral. Los molinos pueden tener varias clasificaciones: 1) De acuerdo con las formas: cortos, alargados y tubulares. En función del medio moedor (molturante): de bolas, barras o guijarros. En molienda tradicional, el medio de molienda puede ser varillas de acero, bolas o su propia roca. Los molinos se emplean típicamente en la industria minera para procesos de molienda con ingresos entre 5 y 250 mm; y, se reduce de tamaño a entre 40 y 300 Ixm. En los molinos agitados, la carcasa del molino con una orientación horizontal o vertical es estacionaria y el movimiento de un agitador interno imparte movimiento a la carga. Se busca establecer las correlaciones confiables entre la energía específica [kWh/ton] consumida en un proceso de conminución y la correspondiente reducción de tamaño alcanzada en dicho proceso. Se analiza tres (3) postulados:

- 1) Postulado de RITTINGER (1867) (Primera Ley de la Conminución). “La energía necesaria para fragmentar una partícula, producir una cierta reducción de tamaño, es proporcional a la nueva superficie creada”.
- 2) Postulado de KICK (1885) (Segunda Ley de la Conminución). “La energía necesaria para una cierta reducción de tamaño es proporcional a la reducción de volumen de las partículas”.
- 3) Postulado de BOND (1952) (Tercera Ley de la Conminución). La energía necesaria para la fragmentación, reducción de tamaño de los materiales, es proporcional a la nueva longitud de fisura creada”.

4.4.1. Trabajo de fragmentación

La reducción de un cuerpo o varios cuerpos en fragmentos de dimensión previamente establecida; o bien a la reducción de un conjunto sólido, ya fragmentado, a elementos de volumen más pequeños. Sobre la base de fragmentación y mecánica de sólidos, se tiene variables de entrada - salida:

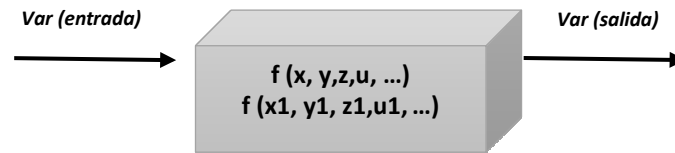


Figura 1. Esquematación del modelado analítico (teórico-empírico); el cual intenta obtener el conjunto de funciones que representan el comportamiento del sistema.

En la actualidad se dispone de una gran variedad tecnológica de equipos para hacer frente a la fragmentación mecánica. Estos equipos se pueden clasificar atendiendo a propiedades del material, tecnología y secuencia de reducción; y, la más común en función de los tipos de fuerzas que utilizan los equipos para fragmentar el material: a) Por compresión o aplastamiento; b) Por fricción o frotamiento; y, c) Equipos combinados bolas - barras, SAG/AG – bolas.

4.4.2. Resumen de las tres leyes de Conminución

Dentro de los procesos de la tecnología mineralúrgica, la fragmentación, es la operación de mayor consumo energético, y normalmente la de mayor coste.

1) Teoría de Rittinger (1867):

Este postulado considera solamente la energía necesaria para producir la ruptura de cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos y sin fallas), una vez que el material ha alcanzado su deformación crítica o límite de ruptura.

$$E_R = K_R \left[\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right] \quad (4)$$

Donde: E_R = Energía específica de Conminución (kWh/ton).

K_R = Coeficiente de Rittinger.

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Aun cuando el postulado de Rittinger carece de suficiente respaldo experimental, se ha demostrado en la práctica que dicha teoría funciona mejor para la fracturación de partículas gruesas, es decir, en la etapa de chancado del material.

2) Teoría de Kick (1885):

Esto significa que iguales cantidades de energía producirán iguales cambios geométricos en el tamaño de un sólido. Kick consideró que la energía utilizada en la fractura de un cuerpo sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas), era sólo aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura; despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo.

$$E_K = K_K \text{Log} \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right) \quad (5)$$

Donde: E_R = Energía específica de conminución (kWh/ton).

K_R = Coeficiente de Kick.

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Aun cuando el postulado de Kick carece de suficiente respaldo experimental; se ha demostrado en la práctica, que su aplicación funciona mejor para el caso de la molienda de partículas finas.

3) Tercera teoría o teoría de F.C. Bond (EEUU, 1951):

Bond definió el parámetro KB en función del Work Index WI (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total (expresado en [kWh/ton. corta]), necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 [μm].

$$W_B = 10 * w \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) \quad (6)$$

$$W_B = 10 * w \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \left(\sqrt{\frac{R}{r}} - 1 \right) \quad (7)$$

Donde: W_B = Energía necesaria en kWh por tonelada corta tratada (1 tonelada corta 0 907.2 kg).

D_{80} = Tamaño de malla por donde pasa el 80% de la alimentación, expresado en μm .

d_{80} = Tamaño de malla por donde pasa el 80% del producto, expresado en μm .

R_r = Relación de reducción dada por D_{80}/d_{80}

W_i = Índice de Bond, Índice de trabajo, work index. Magnitud que representa la resistencia que ofrece un material al ser fragmentado que depende de su propia naturaleza. Puede haber una dependencia subsidiaria del tamaño de grano (ver comentarios a la fórmula de Rittinger). Sus unidades son kW.h/tc. Su significado físico sería, el del trabajo necesario para reducir una tonelada corta desde un tamaño muy grande “infinito”, hasta 100 μm .

El parámetro W_i depende tanto del material (resistencia a la conminución) como del equipo de conminución utilizado, debiendo ser determinado experimentalmente para cada aplicación requerida. También representa la dureza del material y la eficiencia mecánica del equipo. El W_i se determina a través de ensayos de laboratorio, que son específicos para cada etapa (chancado, molienda de barras, molienda de bolas).

4.5. Balance metalúrgico

El término “balance” en procesamiento de minerales engloba todos los cálculos metalúrgicos que se efectúan en una Planta Concentradora, para evaluar técnica y económicamente el proceso de concentración por flotación. En una Planta Concentradora generalmente se efectúan dos tipos de balances: a) Balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica; b) Balance de materiales (sólidos, agua, elemento, otros).

$$\|\text{FLUJO MÁSSICO DE MINERAL QUE ENTRA}\| = \|\text{FLUJO MÁSSICO DE MINERAL QUE SALE}\|$$

$$\|\text{MINERAL DE INTERÉS QUE ENTRA}\| = \|\text{MINERAL DE INTERÉS QUE SALE}\|$$

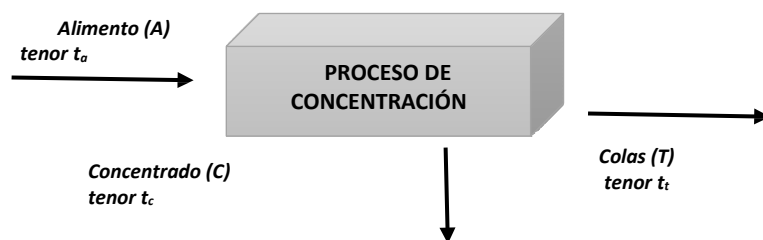


Figura 2. Componentes de un concentrado. Balance de material y metalúrgico. A. Alimento (Feed). T. Colas (Tailing). C.- Concentrado.

- Balance de material (2 productos) : $F = C + T$; o, $A = C + R$
- Balance de material (3 productos) : $A = C + M + R$
- Balance de metal : $F_f = C_c + T_t$

$$A \cdot t_a = C \cdot t_c + T \cdot t_t \quad (8)$$

- Concentrado. Valor/especie de un mineral, es sustancialmente mayor.
- Colas/relaves. Es sustancialmente menor

$$t_c \gg t_a > t_t ; \text{ en donde } t_t \rightarrow 0$$

Porque es importante concentrar minerales:

- 1) Elimina minerales que no presentan utilidad.
- 2) Elimina minerales que compliquen el beneficio: piritas, arenas de cuarzo, materia orgánica.
- 3) Obtener rápidamente un concentrado, que ya es comercial.

Los *índices metalúrgicos* son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporciona información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración. Los índices metalúrgicos los podemos clasificar en dos tipos: a) Índices que relacionan calidad de la concentración; y, b) Índices que relacionan la capacidad de circuito de concentración, principalmente para usos de escalamiento. Entre los principales:

Recuperación (Re). La relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo material que hay en el alimento.

$$Re = \frac{\text{Peso de mineral de interes en } \mathbf{CONCENTRADO}}{\text{Peso de mineral de interes en } \mathbf{ALIMENTO}} \quad (9)$$

Razón de enriquecimiento (RE). Se define este índice como la relación que existe entre el tenor (o porcentaje) de mineral útil en el concentrado respecto al tenor (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación:

$$RE = \frac{t_c}{t_a} \quad (10)$$

4.6. Flotación de Minerales

La flotación es un proceso físico – químicos y hoy es el método más importante de concentración mecánica. Bases y principios reconocidos a William Hayness, 1860.

Fue patentado como método en 1906. La flotación es una técnica de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de aire, las cuales transportan los sólidos a la superficie de la celda de flotación, donde son recolectados y recuperados como concentrado. La fracción que no se adhiere a las burbujas permanecen en la pulpa y constituyen las colas o relaves. La operación de flotación es eficaz, aplicable y compleja, para partículas libres nativas o sulfuradas, y que sean finas para ser elevadas por burbujas. El mecanismo de la flotación comprende la anexión de partículas minerales a las burbujas de aire, y sean llevadas a la superficie de la pulpa mineral y extraer la espuma cargada, con la intervención y uso de reactivos de flotación.

La flotación es un proceso fisicoquímico, cuyo objetivo es la separación de especies minerales, a través del uso de la adhesión selectiva de burbujas de aire a partículas minerales. Los principios básicos, en que se basa el proceso de flotación básicamente radican en: a) El mineral hidrofóbico, repele y desplaza agua de la superficie de sus partículas. Esto permite la acción de las burbujas de aire que se unen a la partícula. b) Las burbujas de aire pueden mantener las partículas en la superficie, si se forma una espuma estable.

Sólo las partículas minerales hidrofóbicas se adhieren a las burbujas, en tanto que las hidrofílicas no se adhieren (ganga). En la Figura 3, se muestra el esquema de adhesión; mientras que, en la Tabla 1, se hace una correlación con datos de campo basados en reactivos y su influencia en celdas de flotación.

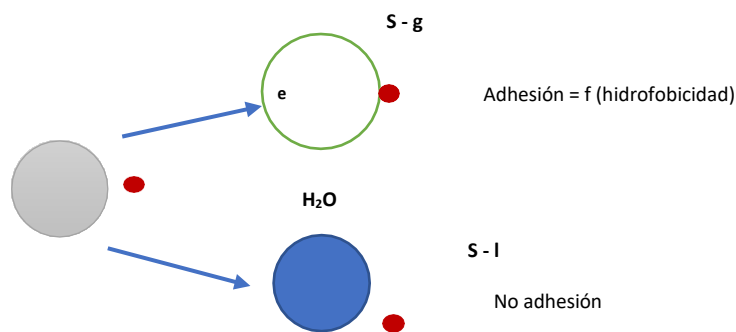



Figura 3. Esquema de adhesión selectiva. B. Burbuja. P. Partícula. Solido – gas (s-g). Solido – liquido (s-l).

Tabla 1. Descripción detallada de las celdas y reactivos de Flotación.

Reactivos químicos:	Particularidades:	Fotografía referencial de celdas ingreso – salida en la Planta:
Regulador del pH	Cal (CaCO_3) Hidróxido de calcio $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ácido sulfúrico para bajar el pH. $C \approx 1 - 3 \text{ Lb/ton}$	
Colector	Para minerales sulfurosos: colector aniónico sulfidrílico AERO 343 / Xantatos Z6 -Z11 $C \approx 40 - 100 \text{ gr/ton}$	
Activador	Sulfato de Cobre ($\text{CuSO}_4 \cdot 5 \text{ H}_2\text{O}$) Separación: Pb, Zn, Co $C \approx 0,2 - 5,0 \text{ Lb/ton}$	
Depresor	Sulfato de Zinc (ZnSO_4) Depresor de impurezas. Un excelente flotador de cobre y plomo $C \approx 0,5 - 1,0 \text{ Lb/ton}$	
Espumante	Aceite de Pino Metil Isobutil carbinol MIBC $C \approx 0,2 - 1,0 \text{ kg/ton}$	

Fuente: Informes de trabajos de campo. Valarezo 2015 – 2022. Plantas de El Pache. Plantas de la Cordillera de El Condor. Ecuador.

Otra variable de experticia en el campo la constituye el arreglo de los bancos de flotación. En general; estos, se agrupan en bancos conteniendo cada uno entre 4 y 15 celdas montadas en serie. En general se distinguen 3 clases de bancos: 1) El primer tipo es el banco de celdas extractoras principales (en inglés rougher). Recibe el alimento y separan la mayoría del mineral enriquecido. 2) El mineral enriquecido se flota nuevamente en un banco de celdas limpiadoras (cleaner); 3) Mientras que la ganga se procesa en celdas despojadoras (scavenger).

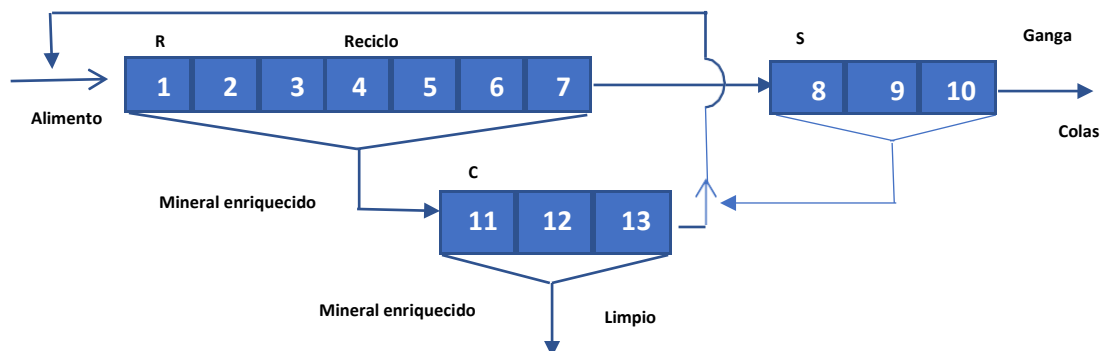


Figura 4. Esquema clásico de arreglo de celdas de flotación: Rougher - Cleaner - Scavenger RCS. Fuente: El Autor.

5. Metodología

5.1. Área de estudio

5.1.1. Ubicación geográfica

El acceso a la planta se realiza desde la ciudad de Machala por la vía Machala – Santa Rosa – Piñas – Zaruma, hasta la altura de la “Y” hacia Zaruma, o Portovelo diagonal a la Estación de Servicios El Pache.

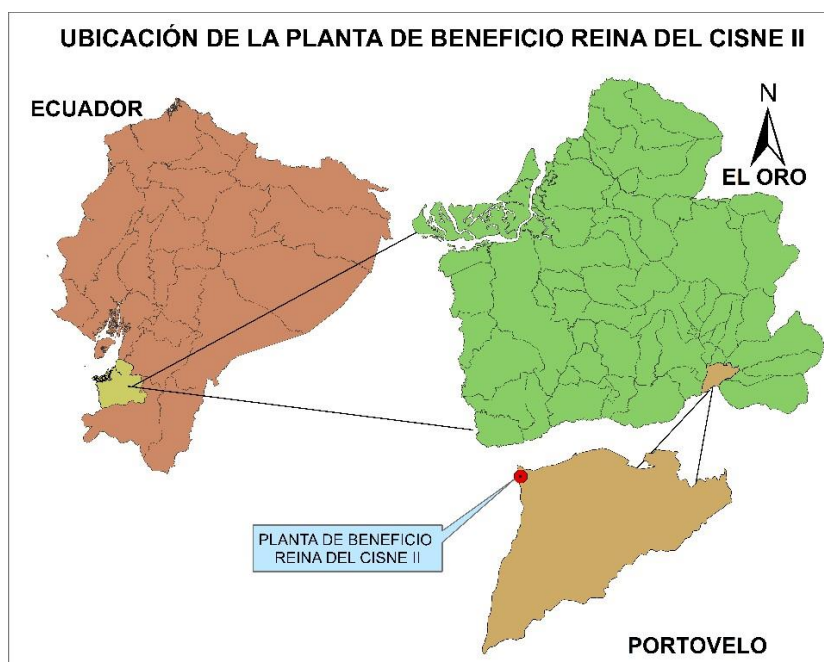


Figura 5. Croquis con la ubicación geográfica de la Planta de Beneficio “REINA DEL CISNE II”.

Fuentes: Informe de Producción II Semestre 2020. Reina del Cisne II código 390015. Ing. Stalin Iván Puglla A. Asesor Técnico / el autor.

5.1.2. Referencia de coordenada

Tabla 2. Ubicación de la Planta de Beneficio mediante Coordenada:

Provincia:	Cantón:	Parroquia:	Sector:
El Oro	Zaruma	Zaruma	El Pache
Coordenadas del Punto de Partida de la Planta			
DATUM: PSAD 56		DATUM: WGS 84	
Coordenada X	Coordenada Y	Coordenada X	Coordenada Y
651951	9590580	651701.25	9590216.62
Superficie (hectáreas)	5.97		

El acceso a la planta se realiza desde la ciudad de Machala por la vía Machala – Santa Rosa – Piñas – Zaruma, hasta la altura de la “Y” hacia Zaruma, o Portovelo diagonal a la Estación de Servicios El Pache. La dirección: Barrio El Pache S/N vía a Zaruma; a 100 metros de la Gasolinera El Pionero.

5.1.3. Rutas

Ruta desde Catamayo por la vía es de primer orden hasta el sector Las Chinchas cambiando a una vía de tercer orden hasta llegar a Portovelo. Otra opción de ruta desde la ciudad de Machala en vías de primer orden hasta el sector Salati cambiando a una vía de segundo orden hasta el cantón Portovelo. La Tabla 2, detalla rutas y tiempos promedio:

Tabla 3. Rutas para acceder a la zona de estudio.

Rutas:		Distancia:
Guayaquil-Catamayo. Troncal de la Costa/E25 y Transversal Sur/E50	6 h 15 min	369,6 Km.
Quito-Catamayo. Panamericana/Troncal de la Sierra/E35 y Transversal Sur/E50	12 h 8 min	706 Km.
Catamayo-San Pedro- El Cisne-Portovelo	2 h 17 min	80.2 Km.
Catamayo-Las Chinchas-Portovelo	2 h 40 min	90,6 Km.

Fuente: El autor

5.2. Materiales

Los distintos materiales que se usaron en el presente proyecto se describen en la siguiente tabla.

Tabla 4. Materiales empleados.

Materiales de campo	Materiales de oficina
Libreta de campo	Computador
Bolsas de muestrear	Software Excel / Microsof Word
Extractor de muestra	Software ModSim Software MimProSim
Cámara fotográfica	Microsof Visio
Impresora y material de impresión	ArcGis

Fuente: El autor

5.3. Procedimiento

El presente proyecto se basó en el método cuantitativo el mismo contiene distintas fases una fase de campo, laboratorio y oficina, a continuación, se describió brevemente las actividades a realizar por fase.

- Fase de campo: Esta fase comprende la descripción general de la zona de estudio definido por naves/secciones; así como también los equipos y maquinaria que contiene la planta, además, la toma de muestras en la zona de stock, descripción del equipo de la planta como molinos, celdas de flotación y demás equipos que intervinieron en el proceso incluidos los de operaciones auxiliares.
- Fase de laboratorio: Los análisis de laboratorio para control de leyes, ensayos de tiempo de molienda y flotación fueron proporcionados por la empresa y constan en los informes de producción semestrales.
- Fase de oficina: En esta fase se registró, tabuló y analizó todos los datos obtenidos donde se generó el documento final de investigación basado en metodologías de cálculo aplicable para cualquier planta de concentración de minerales de El Pache. Se consideró varias plantas con acceso de la información, con respecto a establecer una comparativa específicamente de trituración y molienda.

5.4. Metodología para el primer objetivo

“Describir técnicamente todos los equipos de trituración, molienda y cribado de la Planta Reina del Cisne II sobre la base de un diagrama de flujo funcional”.

Una planta concentradora es un tipo de planta metalúrgica que tiene por objetivo el procesamiento de oro y cobre (según sea el caso), con el fin de obtener el concentrado o mineral final. La planta metalúrgica está conformada por diferentes secciones/ máquinas y equipos, que se instalan siguiendo las directivas de un diagrama de flujo óptimo para la concentración y recuperación final. Los diagramas de flujo detallan desde la reducción de tamaño, la separación de las especies valiosas, así como el manejo de los materiales y efluentes finales. Existen dos tipos de diagramas de flujo más utilizados, estos son el de flujo lineal y el de flujo pictográfico. La ubicación y distribución macro se puede observar en la Figura 6.

Básicamente en una planta concentradora, el material pasa por una serie de procesos como son: conminución, flotación, espesamiento, filtrado y obtención de concentrado o mineral final. Se debe detallar:

- La secuencia técnica de los procesos de trituración, molienda, cribado, concentración gravimétrica y flotación.
- Se analizará el contexto general y distribución por secciones en la Planta, correspondiente a 5.97 hectáreas.
- Describir técnicamente TRITURADORAS: basado en procedencia, modelo, tipo, Bxb, AxL, b1-b2, ángulo de agarre, frecuencia de rotación, tonelaje, energía y potencia.
- Descripción de MOLINOS: procedencia, tipo, modelo, D x L, grado de llenado (J), velocidad crítica y fracción de la velocidad crítica, tamaño de medio moedor.
- Descripción de CRIBAS: cribas fijas, cribas vibratorias, área de cribado (ton/m²/mm/día), secuencia de circuitos cerrados.
- Descripción del proceso de flotación basado en: ingreso del material pos - molienda, dosificación de pH, celdas de flotación (Serrano – Denver), consumo básico de reactivos de flotación.
- En relación a: Espesador y/o filtro prensa. Almacenamiento de material en Bigbags.
- Analizar la resistencia del material (compresión en MPa). Análisis granulométricos. Tamaños (P80 y F80), son necesarios para el cálculo de la energía de Bond, potencia y consumo de acero. Se tomará los datos con los que cuenta la Planta.
- El tamaño máximo de alimentación se lo calculó mediante la siguiente formula de Allis Chalmers, sabiendo que el índice de trabajo de Bond (*wi*), es el consumo patrón de energía que se menciona en los cálculos del consumo energético descritos en los Anexos 1, 2 y 3. Base de Cálculo para Trituradoras – Molinos - Flotación. Por ejemplo; se analizará y estimará desde el tamaño de material de ingreso bajo expresiones como Allis-Chalmers:

$$D_{80} = 4000 * \sqrt{\frac{13}{Wi}}; micrones$$

- Es importante definir las relaciones de longitud versus diámetro en un molino: desde: $L = 0.9 \cdot D$; hasta: $L = 2 \cdot D$.
- En flotación; es importante describir los químicos que se añaden en el proceso de molienda; y en toda la secuencia de procesamiento. Se establecerá mediante diagrama de flujo y la determinación de cada reactivo químico: lb/ton, kg/ton.
- En el proceso de flotación. Se describe como tal; ya que no se puede quedar un flujograma con solo el material de salida del molino. En este contexto, se describió el paso del mineral que viene de molienda hasta su beneficio por flotación. Se conoce que el proceso de molienda cuenta con Celdas Serranos y Celdas Denver, por lo cual se describen por separado.

5.5. Metodología para el Segundo objetivo

“Aplicar los diferentes criterios de cálculo basados en tonelajes y consumos energéticos a cada equipo inmerso en la Conminucion”.

Las operaciones unitarias (trituration – molienda) que reducen el tamaño de partículas son procesos industriales sumamente importantes; ya que marcan la razón del consumo energético (kW-h/ton) y consumo de acero (kg de acero/ton). La mayor parte del consumo energético en plantas de concentración de materiales se derivan en las operaciones de trituration y, sobre todo, de molienda *“Un molino mal dimensionado puede ocasionar una gran pérdida económica y elevados consumos globales para la planta”*. Todos los Cálculos se detallan en Anexo Nro. 3. Bases metodológicas de cálculo para TRITURAOBRAS – MOLINAS – FLOTACIÓN.

La metodología de cálculo; permite sobre la base de leyes y principios geométricos, físicos y matemáticos, asegurar la información más confiable con fines de optimización tecnológica con los mejores beneficios económicos.

- En los equipos de trituration (“crushers” en inglés); se reduce y acondiciona el material proveniente desde la explotación. La base de cálculo se presenta en el Anexo Nro. 1. Base de cálculo. TRITURACIÓN.
 - ✓ Grado de reducción de tamaño y acondicionamiento al ingreso de planta; secuencia por líneas de trituration. Cribas.
 - ✓ Giro / rotación angular (rpm) basado en ángulos de agarre (α).

- ✓ Volumen de la cámara de trituración. Tonelajes de trituradoras (T/Q) de mandíbulas /conos.
 - ✓ Energía según Fred Chester Bond (1952). Considerando *work index* y material de ingreso – salida, en micras.
 - ✓ Potencia; considerando carga y no carga. Potencia. Modelo Rose and English
 - ✓ Circuitos cerrados con cribas vibratorias de malla.
 - ✓ Cálculo de Tolvas para gruesos. Tipología de cintas transportadoras.
- En los equipos de molienda (“mills” en inglés), suponen todo un rango de tamaño menor de reducción basados en estándares como los de Hukki. (ETSIMV, 1996), considerando salida de producto de un molino. La base de cálculo se presenta en el Anexo Nro. 2. Base de cálculo. MOLIENDA.
 - ✓ Grados de reducción total y por etapas.
 - ✓ Volumen geométrico y volumen real basado en grado de llenado J.
 - ✓ El grado de llenado (porcentaje), referido a la tipología del molino, diámetro del mismo; y, distancia desde el centro del tambor del molino hasta la superficie de las bolas.
 - ✓ Calculo de energía por el método de Fred Chester Bond (1952).
 - ✓ Calculo de Tolvas para finos.
 - ✓ Flujo y tiempo de residencia del material en el molino.

5.6. Metodología para el tercer objetivo

“Formular y categorizar sobre la base técnico – económico, el diagrama de flujo más óptimo del proceso de Conminucion de la Planta Reina del Cisne II”.

- **Valoración técnico-económica:** Se tomó en cuenta la inversión que se necesitó para recuperar más el elemento plata. Esta valoración estuvo enfocada en la optimización del proceso, los materiales, insumos, análisis que se emplearon en el proceso y si se justificó con respecto a la recuperación esperada.

- **Costo de producción:** Los costos de producción se definen como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de la operación, pudiéndose subdividir en dos categorías: costos directos y costos indirectos.
- **Costo directo:** Los costos directos o variables son considerados como los costos primarios de una operación y consisten, básicamente, en las aportaciones del personal y de materiales que generan la producción, a continuación, se detallaron las tablas a emplear en la cuantificación de los costos.
- **Costo indirecto:** Los costos indirectos son gastos que se consideran independientes de la producción y pueden variar con la producción proyectada, pero no directamente con la obtenida, tales son: Costo de administración, seguridad, alimentación, servicios básicos, útiles de oficina, impuestos, regalías e informes técnicos, estos fueron cálculos se basan en la información entregada por las Plantas de Beneficio de forma confidencial.
- Se tomó como referencia los costos de las dos plantas para contraponer: consumo de energía (kW/mes), estableciendo una comparativa en kilowatts y en dólares americanos para entender las ventajas económicas de optimización de la Planta.

En el Anexo Nro. 3. Base de cálculos de balance de masa y metalúrgicos; se describe toda la secuencia del cálculo de recuperación (%), contenido de masa y ley del concentrado, contenido y ley de los relaves.

6. Resultados

6.1. Ubicación – descripción global de la planta de referencia.

La Corporación Minera Miranda MINERMIR S.A., es la actual Titular del derecho minero de la Planta de Beneficio “Reina del Cisne II” código 390015, con una superficie de 5.97 hectáreas; considerando organizativamente, un contingente de trabajo de 44 personas en total. Existe el registro del personal asignado a los frentes en mina de las áreas de concesión Miranda Alto código 481 y Mimopi código 264, como de la planta de beneficio Fayuma código 30000421.



Figura 6. Ubicación de la Planta de beneficio Reina del Cisne II.

Fuente: El autor

6.2. Caracterización del mineral y roca

Para la caracterización del material que se procesará en una planta de beneficio; se requiere de la aplicación de metodologías analíticas para cualificar y cuantificar los diferentes materiales, bien sean muestras geológicas, como material de veta en estado sólido, o muestras líquidas provenientes de los diferentes procesos metalúrgicos.

En el Ecuador, los proyectos mineros a gran escala como son: 1) Proyecto Fruta del Norte, operada por la canadiense Lundin Gold (para oro); y, 2) El Proyecto Mirador, con su operadora Ecuacorriente, filial del consorcio de la firma china Tongling Nonferrous Metals Group y China Railway Construction, desarrollan su valoración de calidad y cantidad de reservas basado en métodos de determinación cuantitativa y cualitativa, enunciadas anteriormente.

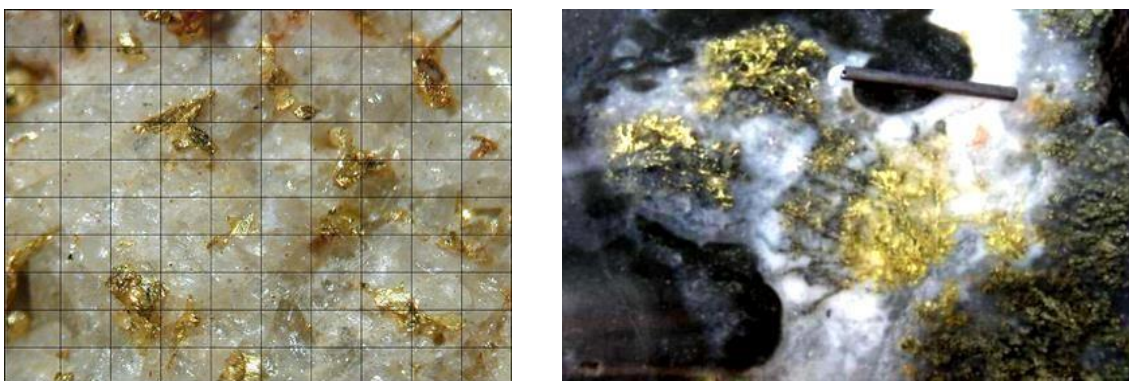


Figura 7. Izq. Muestra de cuarzo lechoso y oro. Der. Muestra de vetas calcedónicas. Lundin Gold. Proyecto Fruta del Norte. Los Encuentros. Ecuador.

Note: Dendritic visible gold in chaledonic veinlet, FDN-2: CP-06-58, 336.24 m. A Mineral Resource Estimate For The Fruta Del Norte Deposit, Cordillera Del Condor Project, Zamora-Chinchipe Province, Ecuador. Volume 1: Report. 2008.

Para el presente trabajo se describe el material común en la zona de Portovelo - Zaruma. Éste, se caracteriza por litologías equivalentes de la Unidad Portovelo constituidas por lavas andesíticas con hornblenda y lavas basálticas y andesitas porfídicas, en los que se definen por igual flujos lávicos andesíticos de composición hornblendica de texturas porfíricas. Rocas altamente meteorizadas con presencia de alteración argílica en donde las arcillas enriquecidas en óxidos de hierro (lateritas) y caolín se encuentran remplazando a las plagioclasas. Esta litología aloja la mineralización en miras de entender el comportamiento en los procesos de trituración, molienda y concentración mineral. En el contexto macro, se visualiza alteración de minerales


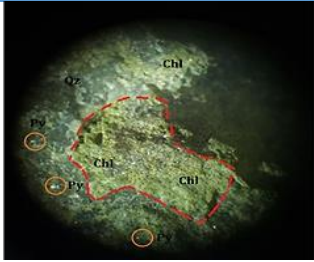
ferromagnesianos como anfíboles, biotita, aparece también albita en cantidades menores, en estrecha relación con sulfuros impregnados dentro de la roca como Pirita (Py).



Figura 8. Izq. Tamaño de muestra a procesar en la planta de 12". Der. Muestra de andesita con presencia de epidota; fracturas y oxidación de pátinas minerales de Hierro.

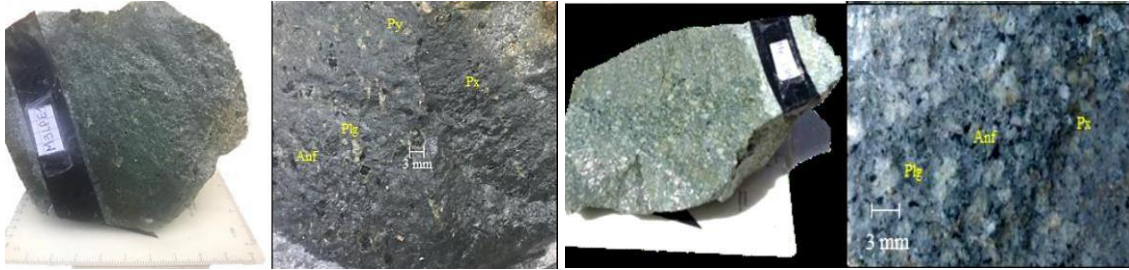
Nota: Fotografías de muestra de andesita con presencia de epidota; fracturas y oxidación de pátinas minerales de Hierro.

Tabla 5. Descripción de una roca tipo para el procesamiento en Planta.

		
Tipo de análisis:		Análisis binocular
Ubicación:	655074	9'593 310
Color primario:	Verde	Verde grisáceo
Textura:	Afanítica	Grano fino
Composición: matriz	70%	
Composición: fenocristales	30%	
Nombre:	Porcentaje:	Características distintivas:
Plagioclasas	20%	
Horblendas	15%	
Piroxenos	5%	
Cuarzo	50%	
Pirita	6%	Solo en cristales micro
Calcita	----	
Otros	4%	
Roca:		
Andesita Afanítica		
Fortaleza:	1000 kgf/cm ² Max. 1200 kgf/cm ²	f =10 ~ 12
Alteraciones:	Clorita, Pirita, Albita	
Conclusión:	Roca Andesita con textura afanítica. Presencia de clorita en abundancia por toda la muestra. Albita en menor cantidad, existiendo la presencia de cristales vítreos de cuarzo (SiO ₂).	

Nota: La publicación de los datos de la roca que se procesa en la Planta, se permiten en base a utilidad académica de la misma.

Fotografía 9. a) Andesita gris verdosa con fenocristales de hornblenda, plagioclasa y piroxeno de 1-3 mm. b) Andesita gris clara con fenocristales de plagioclasas de 3 mm alteradas a caolinita y hornblendas de 1-3 mm, trazas de pirita diseminada en matriz con vidrio volcánico. Dónde: Plagioclasa (Plg), Anfíbol (Anf), Piroxeno (Px), Epidota (Ep).



Fuente: Estudio Técnico para la ampliación y remodelación de la Planta de Beneficio “ALTO VIZCAYA” CÓDIGO 390356.

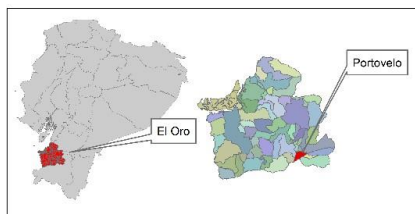
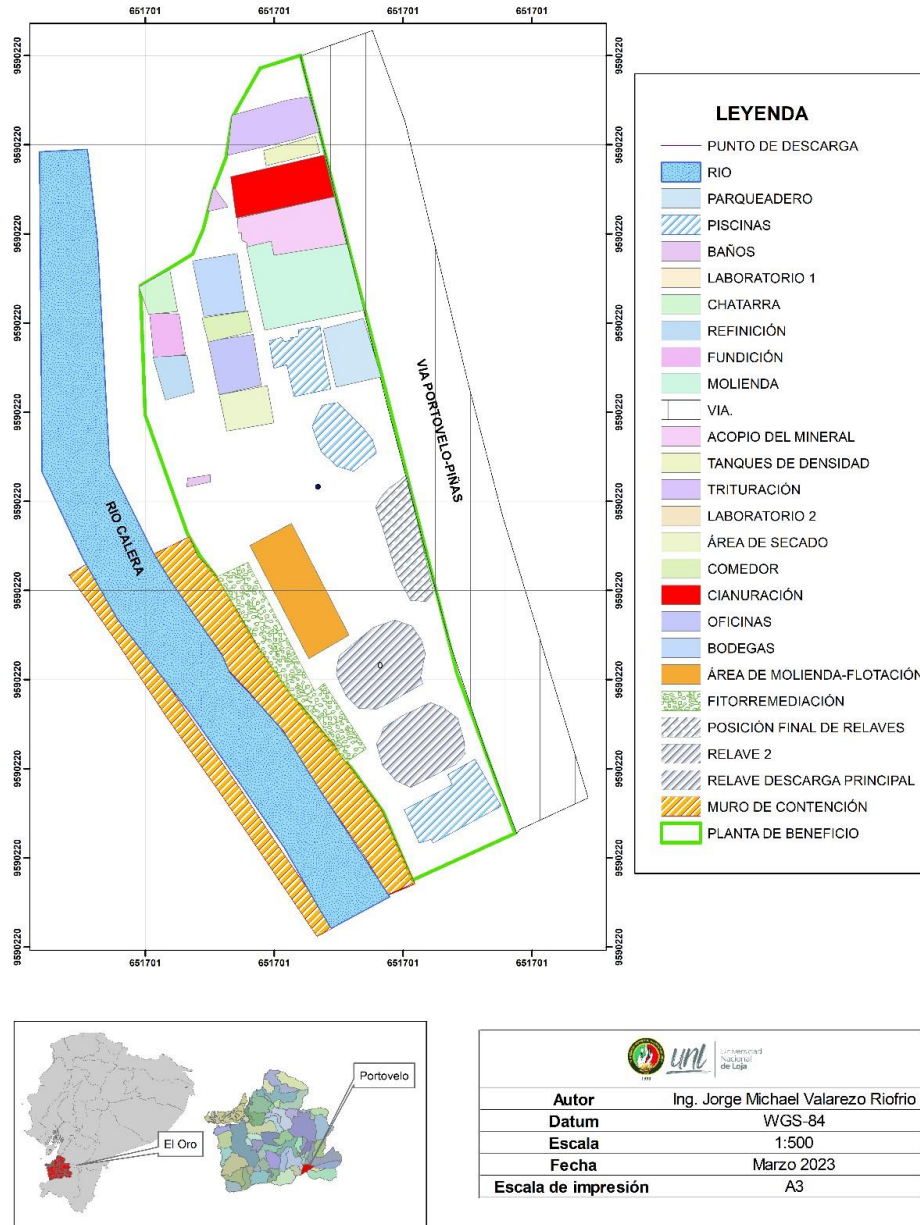
Mineralogía y leyes. En este sistema de vetas, los minerales de mena identificados en muestras de mano e in situ son: esfalerita (esf), marcasita (mrc), tetraedrita (td), calcosina (cc), malaquita (mal), calcopirita (cpy), pirita (py), galena (gln), pirargirita (pyrg), cuyos minerales contienen oro (au), plata (ag) y cobre (cu); entre los minerales de ganga se identifican cuarzo (qz), calcita (cal) y limonita (lm). Las leyes basadas en información de fases hidrotermales, estadias de mineralización, texturas - estructuras de los filones mineralizados y valores de concentración de Au (gr/tn), Ag (gr/tn) y Cu (%) de 100 muestras de ensayos al fuego, quedan establecidas en: mínima: 1.5 gr/ton; y, máxima: 5 gr/ton.

6.3. Equipos y Maquinaria dentro de cada área de trabajo

El beneficio mineal se da en una secuencia coordinada de pasos y procesos que tienen como finalidad la obtención del mayor número y cantidad de minerales. En las

Plantas, una variable primaria es su capacidad; la cual para el presente caso es de 120 toneladas / día de capacidad instalada y 71 toneladas/ día en actual operación.

DISTRIBUCIÓN ESPACIAL DE LA PLANTA DE BENEFICIO REINA DEL CISNE II



	Universidad Nacional de Loja
Autor	Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrio
Datum	WGS-84
Escala	1:500
Fecha	Marzo 2023
Escala de impresión	A3

Figura 10. Distribución espacial de las naves y secciones de concentración de minerales. Reina del Cisne II.

6.4. Diagrama de flujo

Existe una amplia cantidad de diagramas de flujo cuali – cuantitativos que representan los pasos a seguir en la recuperación de concentrados de cobre y oro; así como doré. En esta

sección, se describen operaciones básicas desde áreas de stock, secuencia de tolvas, trituradoras y transporte interno por bandas, que permitirán el análisis posterior de mejoras:

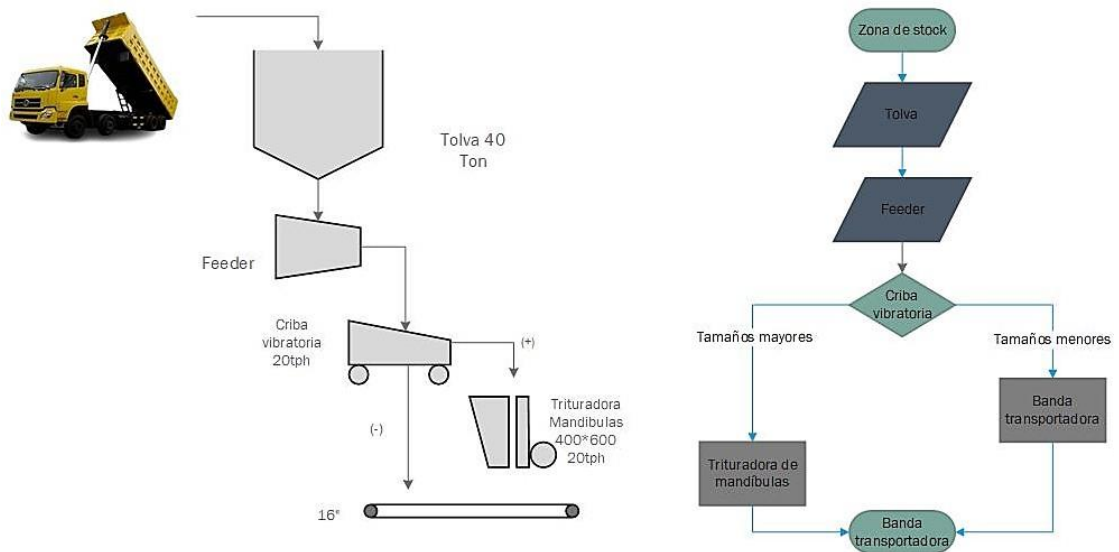


Figura 11. Secuencia del proceso de trituración para el primer análisis de productividad. Reina del Cisne II.

Fuente: El autor.

6.5. Área de almacenamiento: Stockpile

El área de acopio de material debe fijarse con miras a la proyección del material en las plantas de concentración. En este caso, se tomará dimensionamiento básico para Alto Vizcaya, Reina del Cisne, Ecometals y otras más:



Figura 12. Izq. Áreas de apilamiento de material por orden de tamaño – procedencia en la Planta Alto Vizcaya - GoldMins. Der. Reina del Cisen II.

Fuente: Inventario de Plantas 2022. Michael V.

Cálculo del volumen de un stockpile promedio (m^3); considere $H=15m$; $D=20m$; $\delta m=2.65 \text{ ton}/m^3$:

$$V = \frac{H}{3} * \frac{\pi}{4} * D^2$$

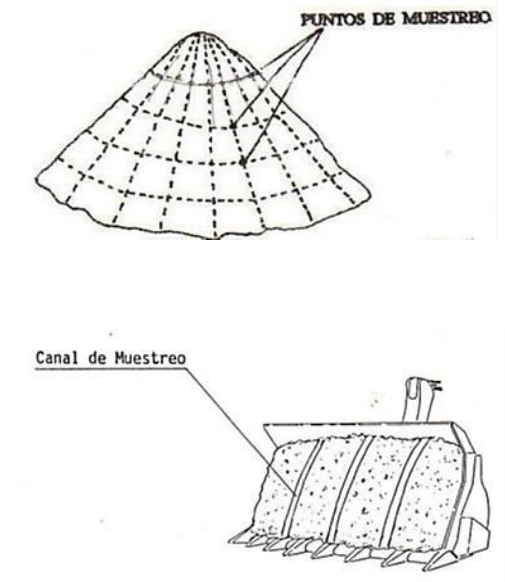
$$\tan g (\alpha_{\text{reposo}}) = \frac{2H}{D}$$

$$V = \frac{15}{3} * \frac{\pi}{4} * (20)^2$$

$$V = 1570.79 * 2.65 = 4162.59 \text{ ton}$$

6.5.1. Muestreo

Los tipos numerosos de muestras pueden ser recogidos y cada uno es único al intento de la adquisición de datos. En muchos casos, el material muestreado será utilizado para establecer firmas geoquímicas de un depósito que pueda realzar esfuerzos de la exploración. El muestreo es la operación que consiste en sacar una parte del material, cuyo valor se desea conocer. Esta parte se llama muestra y debe tener un valor representativo, lo más aproximado posible del que realmente tiene el total, de acuerdo al grado de exactitud requerido.



1. La cantidad de muestra a tomar debe ser como mínimo 5 kgs, de muestra cada 10 ton., por lo que, para una pila de 100 ton, nos daría 50 kgs, de muestra. En el caso de que los elementos a analizar tengan una distribución muy errática, conviene aumentar la cantidad de muestra de 10 a 20 kgs, de muestra por cada 10 ton.
2. Consiste en subdividir el balde de 3 canales transversales en los cuales se toma la muestra. La cantidad a tomar es superior al muestreo de pilas (10 kgs de muestra cada 10 ton, a muestrear).

Figura 13. Muestreo en Stockpile y Palas cargadoras.

6.5.2. Circuitos

La aplicación de reducción es vital para procesos posteriores. La trituración y en especial el acondicionamiento inicial debe ser completo y debe relacionar trituradoras primarias, secundarias y hasta terciarias. Los circuitos son cerrados en gran escala. Estos se muestran los tipos de circuitos presentes en la investigación:

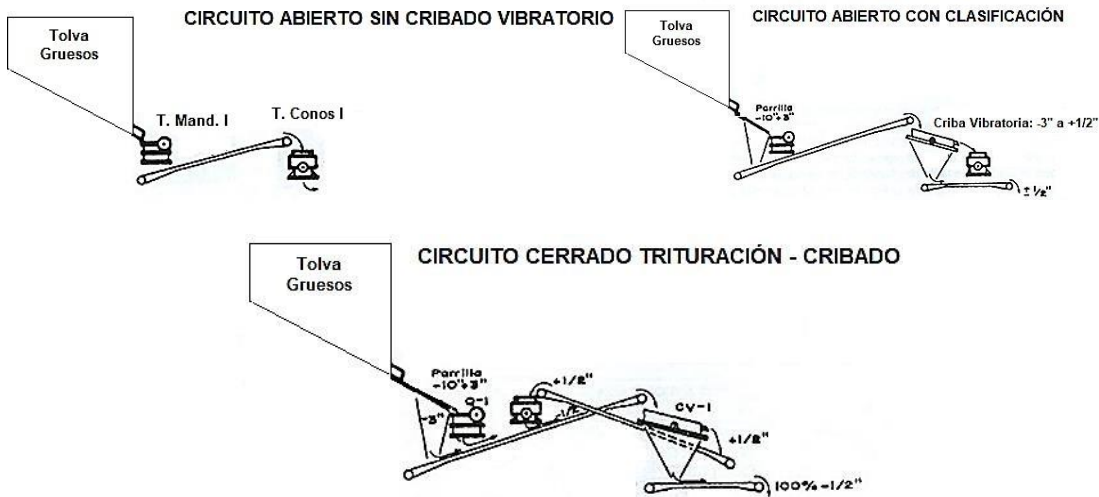
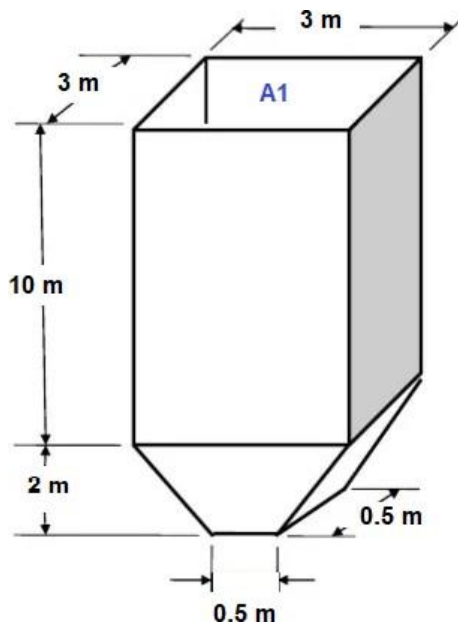


Figura 14. Circuitos de trituración primaria. 1) Mandíbulas y Conos en circuito abierto. 2) Mandíbulas y Conos, con cribas vibratorias, 3) Mandíbulas y Conos con circuito cerrado.

6.6. Tolvas

En minería se reconocen tolvas primarias o de gruesos y de regulación para finos, previo a molienda. Las capacidades de almacenamiento varían en los 300 m³ en tolvas de producto final, 120 m³ en tolvas primarias y 50 m³ en tolvas de regulación. Son diseños totalmente atornillados y premontados en taller, compactos, con posibilidad de transporte en camiones convencionales y actualmente diseñadas para ambientes sísmicos. Calderería para alimentadores vibrantes integrada en tolvas de regulación. Los espesores de chapa en tolvas varían de 8, 6 y 5 mm. Las variables de selección de tolvas se basan en los siguientes ítems: Capacidad de almacenamiento (m³; ton); Densidad del material (ton/m³); Angulo de reposo del material (β); Angulo de estructura de la tolva (α); Coeficiente de espacios (μ); Ubicación estratégica; Espesor de las paredes (e); Tipo de dosificadores (descarga). Para el presente trabajo investigativo, se plantean los dos casos citados con su respectivo cálculo:

6.6.1. Tolvas para material fino.



$$V_1 = V_{\text{paralelepipedo superior}}; V_2 = V_{\text{paralelepipedo inferior}}$$

$$V_{\text{TOLVA}} = (a \times b \times c) + \frac{1}{3} [h (A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 * A_2})]$$

$$V_{\text{TOLVA}} = (3 \times 3 \times 10) + \frac{1}{3} [2 (9 + 0.25 + \sqrt{9 * 0.25})]$$

$$V_1 = 97.1 \text{ m}^3$$

$$1) \rho c = (1 - Fev) \rho m$$

$$\rho c = (1 - 0.2) 2.65 \text{ ton/m}^3$$

$$\rho c = 2.12 \text{ ton/m}^3$$

$$2) T = V_{\text{tolva}} * \rho c$$

$$T = 97.1 \text{ m}^3 * 2.12 \text{ ton/m}^3$$

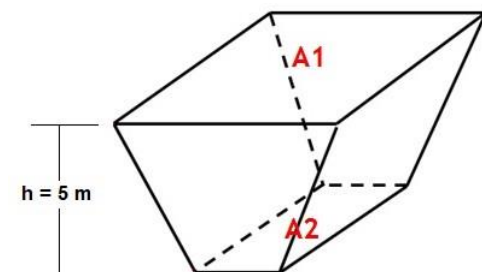
$$T = 205.85 \text{ ton húmedas}$$

Toneladas secas (w = 6%):

$$T_{\text{secas}} = 205.85 \text{ ton húmedas} * 0.94$$

$$T_{\text{secas}} = 193.5 \text{ ton secas}$$

6.6.2. Tolvas para material grueso.



$$V_{\text{TOLVA}} = \frac{h}{3} (A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 * A_2}) + A_1 * h$$

$$V_{\text{TOLVA}} = \frac{5}{3} [(9 + 1.96 + \sqrt{9 * 1.96})] + 9 * 5$$

$$V_1 = 70.16 \text{ m}^3$$

$$1) \rho c = (1 - Fev) \rho m$$

$$\rho c = (1 - 0.4) 2.65 \text{ ton/m}^3$$

$$\rho c = 1.59 \text{ ton/m}^3$$

$$2) T = V_{\text{tolva}} * \rho c$$

$$T = 70.16 \text{ m}^3 * 1.59 \text{ ton/m}^3$$

$$T = 111.3 \text{ ton húmedas}$$

Toneladas secas (w = 6%):

$$T_{\text{secas}} = 111.3 \text{ ton húmedas} * 0.94$$

$$T_{\text{secas}} = 104.6 \text{ ton secas}$$

6.7. Trituración

De la secuencia tecnológica, se receipta el material desde la plataforma de stock y se alimenta a la tolva de gruesos calculada anteriormente. El equipamiento suele estar dscrito por una pala cargadora. Suelen existir dos (2) fases de trituración: primara para reducir y acondicionar el materia; y, secundaria para darle el tamaño requerido para molinos, que suele ser de 1", ¾" o hasta ½".



Figura 15. *Secuencia de quipos de Trituración de la Plata de Beneficio y esquemas en circuitos cerrados.*

Fuente: inventario de Plantas de beneficio. Portovelo – Zaruma. Michael Valarezo 2023.

El mineral triturado es obligado a pasar por una criba vibratoria que cumple las funciones de etapa de control; mientras los inferiores a malla de corte continúan a molienda, los gruesos sobre la malla de corte de la criba pasan a trituradora secundaria.

Los productos de la trituración secundaria son conducidos por una cinta transportadora hasta la tolva de finos que alimentara al molino de bolas, el objetivo del proceso de trituración es considerado como el grupo de operaciones encargado de reducir el tamaño del mineral

proveniente de la mina, hasta tamaños admisibles por los sistemas de molienda a trituración es reducir los tamaños hasta ½” y dejarlos condicionados para la molienda.

El material que se procesa en la planta de beneficio Reina del Cisne II, Alto Vizcaya en Goldmins, conlleva a una roca andesita dura y abrajisga, en donde la resistencia a la compresión esta en 1000 kgf/cm² (f=10). En función de datos de la empresa pilot, el work index está en 12.3 kw.hora/tonelada.

- Tolva para gruesos con capacidad ≥ 40 toneladas
- Trituradora primaria de mandíbula de 400 x 600 mm
- Trituradora secundaria de mandíbula de 250 x 1200 mm



Figura 16. Equipos de trituración primaria y secundaria de la Planta de Beneficio.

Tabla 6. Descripción detallada de equipos utilizados en el Área de Trituración.

Área de trabajo:		Características/variables:	Especificaciones / unidades:
Tolva para Gruesos		Estructura de acero	40 TM
Área de trituración	Trituradora de Mandíbulas (Primaria)	Modelo PE – 400x600	400 mm x 600 mm
		Tamaño mínimo entrada	350 mm
		Tamaño de salida	35 – 85 mm
		Capacidad	15 – 60 tph
		Potencia	30 – 37 kw
		Peso	7 ton
		Giro	250 rpm
	Trituradora de Mandíbulas (Secundaria)	Modelo PEX – 250x1200	1200 mm x 250 mm
		Tamaño mínimo entrada	210 mm
		Tamaño de salida	25 – 60 mm
Capacidad		20 – 60 tph	
Potencia		37 – 45 kw	
	Peso	8.5 ton	

Fuente: Trituradoras mandibulas. Copyright Henan ZGM Industrial Technology Co., Ltd.

1. Diametro máximo de alimentación:

$$D_{max} = 0.85 * B$$

$$D_{max} = 0.85 * 400 = 340 \text{ mm}$$

2. Grado de reducción (i):

$$i = F80/P80 = 400/35 = 11.4$$

$$i = F80/P80 = 400/85 = 4.70$$

$$i = F80/P80 = 340/60 = 5.6 \approx 6$$

3. Giro. Velocidad angular (rpm):

$$\eta = 665 \sqrt{\frac{\text{tag } \alpha}{s}}$$

$$\eta = 600 \sqrt{\frac{\text{tag } \alpha}{s}}$$

$$\eta = \frac{360}{\sqrt{s}}$$

$$\eta = 665 \sqrt{\frac{\text{tag } 22^\circ}{3}}$$

$$\eta = 600 \sqrt{\frac{\text{tag } 22^\circ}{3}}$$

$$\eta = \frac{360}{\sqrt{3}}$$

$$\eta \approx 208 \text{ rpm}$$

$$\eta \approx 243 \text{ rpm}$$

$$\eta \approx 216 \text{ rpm}$$

En trituradoras de mandibulas se debe establecer al angulo de agarre (peñizco) entre 20° - 22°. Se evita la "proyección" de los pedazos desde la trituradora y se mejora los objetivos de cada una de las partes de la cámara de trituración.

4. Tonelaje (T)

Taggart. Si se determina para boca máxima y mínima de salida (producto):

$$T = 0.093 * b * d$$

$$T = 0.093 * 40 * 8.5 = 31.62 \text{ tph}$$

$$T = 0.093 * 40 * 3.5 = 13.02 \text{ tph}$$

Etan determinaod con rangos de bocas máximas y mínimas de salida.

5. Energía de Bond (E_B):

$$E_B = 10 * wi \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right)$$

$$E_B = 10 * 12.3 * \left(\frac{1}{\sqrt{35000}} - \frac{1}{\sqrt{400000}} \right)$$

$$E_B = 0.46248 \text{ kw.h.ton}$$

6. Potencia absorbida y útil:

$$\text{Potencia absorbida} = E_B * Q$$

$$\text{Potencia absorbida} = 0.46248 * 32 \text{ tph} \quad \text{Potencia absorbida} = 14.79 \approx 15 \text{ kW (20 HP)}$$

$$\text{Potencia útil} = \text{Pabsorbida} * \text{Mayorado (1.6)}$$

$$\text{Potencia útil} = 15 * 1.6 = 24 \text{ kW (catalogo)}$$

$$\text{Potencia útil: 32 HP}$$

7. Potencia según el Modelo Rose and English:

$$P = 0.01195 * w_i \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054\sqrt{L_{\min} + L_T}}{\sqrt{G} * \sqrt{L_{\min} + L_T}} \right] * m$$

$$G = \frac{400000}{6.3 * 10^5} = 0.634;$$

$$L_{\min} + L_T = \frac{P_{80}}{7.0 * 10^5} = \frac{35000}{7.0 * 10^5} = 0.05$$

$$P = 0.01195 * 12.3 \left[\frac{\sqrt{0.634} - 1.054\sqrt{0.05}}{\sqrt{0.634} * \sqrt{0.05}} \right] * 32$$

$$P = 12.48 \text{ kW}$$

$$P_{\text{útil}} = 12.48 * 1.6 = 19.96 \approx 20 \text{ kW Catálogo (27 HP)}$$

6.8. Molino de bolas

Las operaciones de molienda parten de la alimentación del mineral proveniente de las etapas de trituración y almacenamiento en la tolva de finos, quienes hacen su descarga por gravedad. Generalmente la alimentación es un proceso continuo por los turnos de trabajo. El proceso de molienda es un proceso físico mecánico mediante el cual se reduce el mineral triturado hasta tamaños que permiten la liberación de las partículas.

Un molino de bolas básicamente es un tambor recubierto con chaquetas de acero, operando en revoluciones bajas; dentro del molino se le ha puesto un medio de molienda hasta aproximadamente el 50% de su volumen, este medio puede ser: barras de acero; o, bolas de acero. El molino es alimentado de manera continua, al cual se le adiciona agua para darle plasticidad a la pulpa y que de esa manera rebalse por el lado de salida. Se toman para la base de cálculo los siguientes molinos:

- Un molino de bola 3.8 x 8 pies con una capacidad de 100 toneladas/día.
- Un molino de bola 6 x 8 pies con una capacidad de 130 toneladas/día.
- Un molino de bola 6 x 10 pies con una capacidad de 190 toneladas/día.



Figura 17. Molinos de bolas de las Plantas de Beneficios: Reina del Cisne II y Alto Vizcaya - GoldMins.

Fuente: REINA DEL CISNE II: 3,8 X 8 pies. ALTO VIZCAYA – GOLDMINS: 6x8 y 6x10 pies.

6.8.1. Base de cálculo para molino de bolas

Las operaciones de molienda consisten en la alimentación del mineral condicionado al sistema de molienda, el mineral triturado ($i=6$) se alimenta de forma mecánica y por gravedad desde la tolva de finos para ser “reducido” en el molino de $\frac{1}{2}$ ” hasta mesh #200 (74 μ m) tamaño del mineral a concentrar. La secuencia de cálculo:

Tabla 7. Descripción detallada de los molinos de bolas.

Área de trabajo:		Características/variables:	Especificaciones / unidades:
Tolva para Finos		Estructura de acero	40 TM
Molinos de referencia:	Molino de bolas (6 x 8 ft)	Modelo 6x8 ft	1830 x 2438 mm
		Diámetro del interior	1830 mm
		Longitud	2438 mm
		Velocidad	22 rpm
		Alimentación	< 20 mm
		Descarga	0.3 – 0.0074 mm
		Capacidad	5.2 – 12.5 tph
		Potencia del motor	112 kW – 150 HP
	Medianamente duro a duro	Modelo 1830	1828 mm x 3048 mm
		Diámetro del interior	1830 mm
		Longitud	3000 mm
		Velocidad	26.5 rpm
		Alimentación	< 20 mm
		Descarga	0.3 – 0.0074 mm
		Capacidad	5.2 – 12.5 tph
Potencia del motor	130 kW – 175 HP		
Datos para materiales de: Medianamente duro a duro. Producto Mesh # 200.			

Fuente: Jiaozuo Zhongxin Maquinaria Industrial Pesada CO., LTD. Catálogos 911metallurgist.

1. Grado de reducción (i):

$$i = F_{80}/P_{80}$$

$$i = 12700/74 = 171.6 \approx 172$$

2. Grado de llenado (J):

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{H}{D} \right), \%$$

$$J = 1.13 - 1.22 \left(\frac{1.10}{1.828} \right) = 39.5 \approx 40\%$$

Según L. B. Lewenson: la altura de carga de bolas es: $h = 0.16 \cdot D = 0.16 \cdot 1.828 = 0.292$ m. El grado de llenado varía entre 25 % - 45 %. Por debajo de 25%, los cuerpos molidores se deslizan sobre el blindaje; y por encima de 45 %, se dificultan las trayectorias de caída de los cuerpos molidores.

3. Velocidad de giro (V_c):

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{D}} \quad V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}}$$

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{1.828}} \approx 31 \text{ rpm}; \quad V_c = \frac{76.63}{\sqrt{6}} \approx 31 \text{ rpm}$$

fracción de la velocidad crítica; $\varphi_c = 75\%$

$$V_c = 31 * 0.75 = 23.25 \approx 23 \text{ rpm}$$

4. Energía de Bond (E_B):

$$E_B = 10 * w_i \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right)$$
$$EB = 10 * 12.3 * \left(\frac{1}{\sqrt{74}} - \frac{1}{\sqrt{12700}} \right)$$
$$E_B = 13.20 \text{ kw.h.ton}$$

Si se mantiene un ritmo de 5 toneladas por hora y se define una carga mayorada para el motor de 1.6:

5. Potencia absorbida y útil:

$$\text{Potencia absorbida} = E_B * Q$$
$$\text{Potencia absorbida} = 13.20 * 5 = 66 \text{ kW}$$
$$\text{Potencia absorbida} = 66 * 1.6 = 105.6 \text{ kW (142 HP)}$$

6. Diámetro del medio molturante (D_{bo}):

$$D_{BO} = \sqrt{\frac{F_{80}}{k}} * \sqrt[3]{\frac{S_g * w_i}{(\%CS) * \sqrt{D}}}; \text{ en pulgada}$$
$$D_{bo} = \sqrt{\frac{12700}{335}} * \sqrt[3]{\frac{2.65 * 12.3}{(75) * \sqrt{10}}} = 2.32 \approx 2\frac{1}{2}''$$

7. Aproximación:

$$D_{BO} = 28 * \sqrt[3]{d_{max}}$$
$$D_{BO} = 28 * \sqrt[3]{25.4} = 82.30 = 3.240'' \approx 3'' \text{ con HCR} \geq 60$$

8. Carga en toneladas de bolas de acero (C_B):

$$V_{geométrico} = \pi * h * r^2 = 3.1416 * 3.048 * (0.914)^2 = 7.99 \text{ m}^3$$
$$V_{real} = 8 \text{ m}^3 * \left[\frac{40}{100} \right] = 3.2 \text{ m}^3$$
$$C_B = 0.2044 * S_g * V_{real} = 0.2044 * 2.65 * 3.2 = 1.73 \text{ ton}$$

6.9. Concentración Gravimétrica

Los métodos de concentración gravimétrica separan minerales de diferente densidad relativa, por su movimiento relativo, respondiendo a la gravedad y a fuerzas que

frecuentemente son la última resistencia al movimiento que ofrece un fluido viscoso, como el agua o el aire.

La concentración por flotación, es un proceso físico químico que involucra tres fases: sólido, líquido y gaseoso. Se basa en la separación de materias primas de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas. Cuando la fracción menor es útil y la especie estéril es de gran volumen, adopta el proceso de concentración.

Para una separación efectiva es indispensable que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga, a partir del criterio de concentración, se tendrá idea sobre el tipo de separación posible:

$$\Delta_D = \frac{19.3 - 1}{5.1 - 1} = \frac{18.3}{4.1} = 4.46$$

Donde:

Dh. – densidad del oro: 19.3

Dl. – densidad de no metálicos: 5.1

Df. – agua: 1.0

En términos generales; el cociente es > a 2.5; por lo tanto, la separación del oro se puede dar en el medio agua de forma rápida y sencilla así se considere malla # 200 (74 um).

6.10. Balance metalúrgico en flotación bulk.

Para analizar la flotación se parte de la caracterización del material. Como se enuncio anteriormente, las litologías equivalentes de la Unidad Portovelo están constituidas por lavas andesíticas con hornblenda y lavas basálticas y andesitas porfídicas, en los que se definen por igual flujos lávicos andesíticos de composición hornblendica de texturas porfíricas. Rocas altamente meteorizadas con presencia de alteración argílica en donde las arcillas enriquecidas en óxidos de hierro (lateritas) y caolín se encuentran reemplazando a las plagioclasas. Esta litología aloja la mineralización en miras de entender el comportamiento en los procesos de trituración, molienda y concentración mineral. Se determina una alteración de minerales ferromagnesianos como anfíboles, biotita, aparece también albita en cantidades menores, en estrecha relación con sulfuros impregnados dentro de la roca como Piritita (Py).

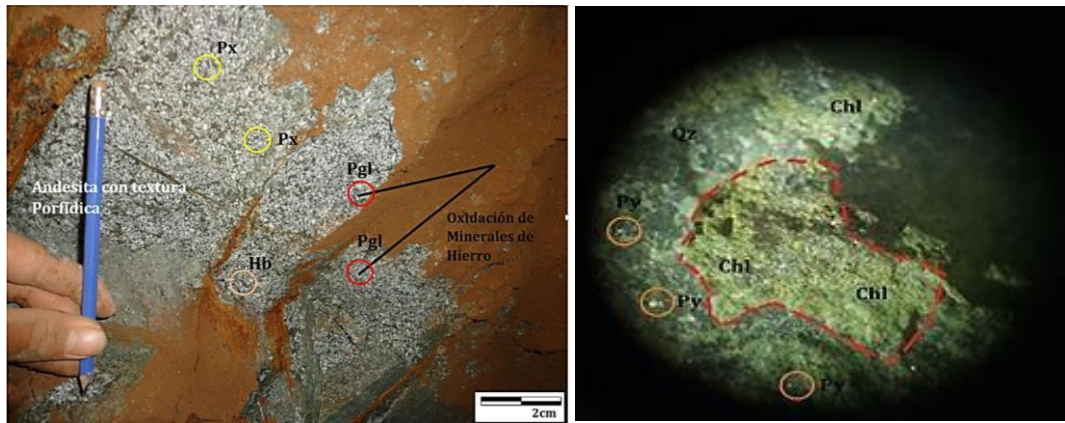


Figura 18. Roca andesita de textura porfídica y presencia de minerales félsicos (plagioclasas) y minerales máficos (Piroxenos, horblendas). El cuarzo >20%.

La caracterización del mineral y datos de leyes o tenor son sencillamente indispensables en cada cálculo de Planta. La mineralogía, por ejemplo, indica cual es la cantidad de cobre en la calcopirita (CuFeS_2):

$$\frac{\text{Cu}}{\text{CuFeS}_2} = \frac{63.546}{(63.546) + (55.845) + (2 * 32.062)} = 34.62 \% \text{ de Cu}$$

6.11. Equipamiento del proceso: Reina del Cisne II.

Las máquinas de flotación en esquemas RCS son una pieza esencial para un circuito de molienda eficientes. Las celdas Rougher extraen la mayor parte del valioso mineral del mineral fresco. Mientras tanto, las celdas Scavenger capturan el valioso mineral restante. La recuperación óptima de minerales en un circuito de flotación depende de la capacidad de adaptarse a la variabilidad metalúrgica del mineral que se procesa. En los casos tipo, el área de flotación esta contigua al molino de bolas contando básicamente con los siguientes equipos:

Tabla 8. Descripción de equipos básicos en un proceso de flotación de minerales.

ÁREA DE TRABAJO REINA DEL CISNE II		CARACTERÍSTICAS	PRODUCCIÓN / CAPACIDAD
ÁREA DE FLOTACIÓN DE METALES	Rougher	2 bancos celdas denver	45 – 80 ton/día
		2 celdas serrano de 5x5'	
	Cleanner	2 bancos celdas denver	
		2 celdas serrano de 5x5' y 1 de 6x6'	
Cochas de almacenamiento	5 pozas de hormigón de 2,5 x 5 x 0,8m c/u.	10 ton c/u.	

Fuente: Inventario de Plantas reina del cisne II. Alto Vizcaya. Oroconcent S.A. 2022.



Figura 19. Izq.- Cedas Serrano 5x5. Der. Molienda – Flotación.

Fuente: Inventario de Plantas reina del cisne II. Alto Vizcaya. Oroconcent S.A. 2022.

Para este efecto se reacondiciono la tolva primaria de recepción de arenas con una capacidad de 50Ton aproximadamente, que se abastece desde la cancha de arenas o depósito de arenas ubicada de manera contigua. Esto con el apoyo de una excavadora, conforme la disponibilidad de menas metálicas o arenas. La rigurosidad de flotación parte de la malla; esto quiere decir que el material pase por cribas de abertura de 2 pulgadas. El tonelaje de procesamiento del molino por día (24 horas), se realiza mediante cortes de longitud de un ft^2 por hora en la faja móvil para pesarla, para determinar el tonelaje que se trata por día. En la entrada de los molinos a bolas se realiza la dosificación del reactivo promotor 404 (solución acuosa de un colector de dos componentes basados en alquil ditiofosfato, para uso en la flotación de sulfuros de cobre, plomo, níquel y zinc, cobre metálico y de los sulfuros de hierro en circuito ácido). La dosificación esta normalmente en el rango de 0.01-0.20 lb. / ton. (5 o 100 gramos /tonelada métrica). Cuando la pulpa sale del molino, llega hasta un cajón distribuidor para ser bombeada hacia la Celda Serrano, donde empieza el proceso de flotación.



Figura 20. Izq.- Cedas Serrano 5x5 Reina del Cisne II. Der. Celdas Serrano Alto Vizcaya.

Fuente: Inventario de Plantas reina del cisne II. Alto Vizcaya. Oroconcent S.A. 2022.

La dosificación basada en el colector Z6 (Xantato amflico de potasio) y el D250 (espumante). La recuperación de ambas celdas tanto las serrano, como las celdas denver se lleva a través de un tubo o conducto hacia las pozas de concentrado o cochas. En las últimas celdas denver, ya no se encuentra espumas que contengan mena de interés; y por la parte inferior de las celdas se conduce la ganga hacia el depósito de relaves.



Figura 21. Enmabaje y transporte de concentrado de Cu – reina del Cisne II. Secado de Big bags – Alto Vizcaya.

Una vez que el concentrado se encuentra en las cochas, se le agrega el floculante diluido (300g de floculante por unos 200 litros de agua), lo que ayuda a realizar un proceso de decantación acelerado o más rápido; y se elimina el agua libre de concentrado.

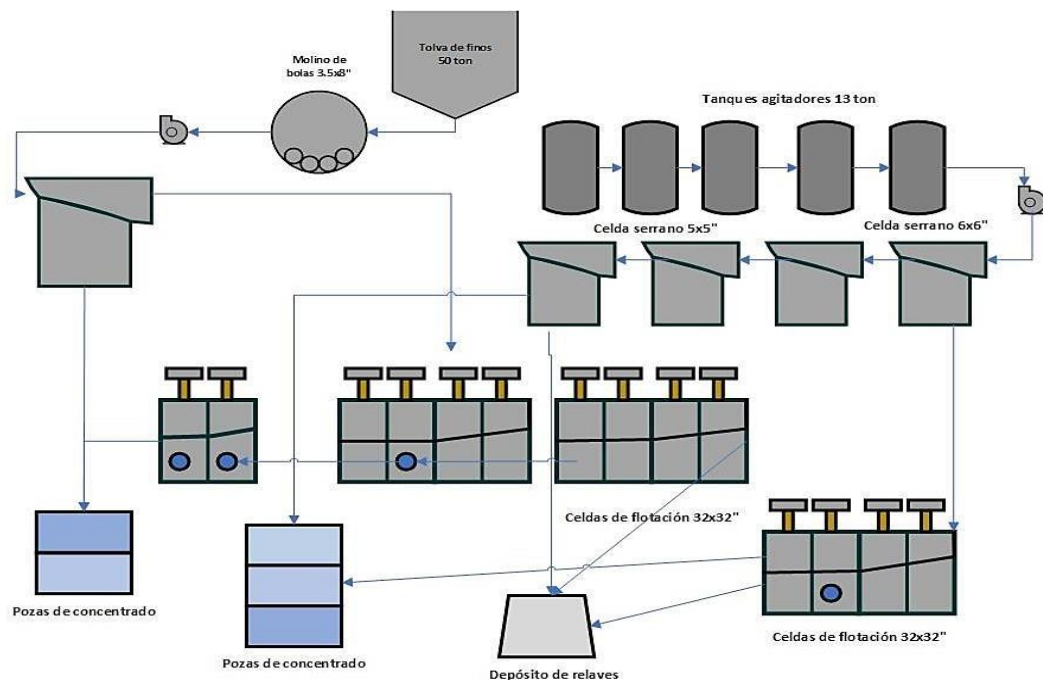


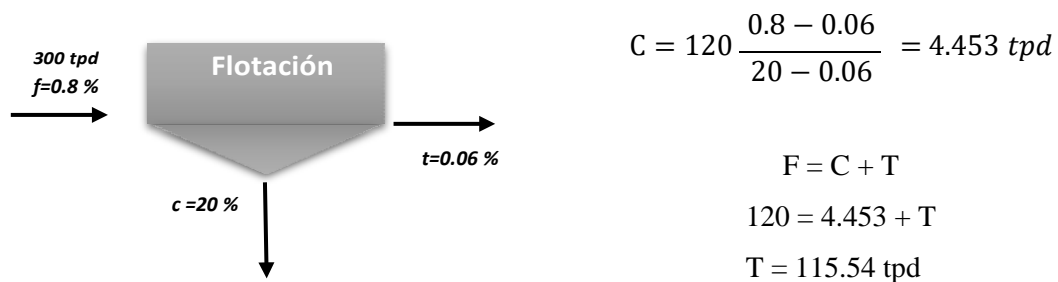
Figura 22. Flow sheet de la Planta de Concentración de Minerales reina del Cisne II. Código: 390015.

Fuente. Diagrama de flujo de Planta Reina del Cisne II. Visio – 2023.

6.12. Balance de masa y metalúrgico

El término “balance” en procesamiento de minerales engloba todos los cálculos metalúrgicos que se efectúan en una planta concentradora, para evaluar técnica y económicamente el proceso de concentración por flotación. en una planta concentradora generalmente se efectúan dos tipos de balances: a) Balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica. Balance de materiales (sólidos, agua, elemento, otros); y, b) Incides metalúrgicos.

Considerando los tonelajes y leyes antes mencionados para los casos tipo: Reina del Cisne II y Alto Vizcaya: ley de cabeza: 0.8%; ley de concentrado: 20% y ley de relaves/arenas: 0.06%. tonelaje de ingreso de 120 toneladas por día.



$$R_E = \frac{(4.453 * 0.2)}{(120 * 0.008)} = \frac{0.8906}{0.96} = 0.927 = 92.7 \%$$

$$R_E = \left[\frac{(0.8 - 0.06)}{(20 - 0.06)} \right] \frac{20}{0.8} * 100 = 92.7 \%$$

Porque es importante concentrar minerales por flotación en las plantas tipo presentadas:

- Elimina rápidamente minerales que no presentan utilidad.
- Elimina eficientemente minerales que compliquen el beneficio como son: piritas, arenas de cuarzo, materia orgánica.
- Se flota sulfuros; la flotabilidad natural de las especies puras, se ven directamente influenciado a molienda fina (malla # 200).
- La naturaleza de la flotación bulk, permite obtener rápidamente un concentrado, que ya es el producto comercial.

- e) Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, por ejemplo, entender que la recuperación oscila en de $92.7 \approx 93\%$, conlleva a entender que es eficiente pero mejorable.
- f) Los valores de ley de los relaves o arenas (tailings), tienden a ser cero; en este caso 0.06%.
- g) Se proporciona información sobre los minerales (como el arsénico, plomo, zinc), que obligan a modificación de reactivos químicos como el Xantato amílico de potasio Z-6 hasta el Z-11; así como el Ditiófosfato AR-404.
- h) El balance proporciona información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración; así como de su ampliación productiva como el caso de Alto Vizcaya (300 TPD a 800 TPD).

7. Discusión

La presente discusión se basa en establecer las bases para interpretar, aclarar, justificar y relacionar las aplicaciones prácticas y teóricas de mejorar la fase de conminución basada en trituración y molienda; y con ello, incrementar la eficiencia de la planta basado en el hecho de que “el lograr obtener el correcto grado de reducción (*i*) y liberación (74 *um*), permitirá obtener mayor recuperación (%) y mejor mineral al final de los procesos”.

Los insumos para la presente discusión quedan definidos en:

- a) Inventario y Seguimiento de Plantas de Beneficio. Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables. ARCERNNR. Coordinación Regional 2020 - 2021.
- b) Instituto de Investigación Geológico y Energético – IIGE- 2020 - 2022.
- c) Informe Técnico del Trabajo Desarrollado en Las Plantas de Beneficio de los Sectores de Zaruma y Portovelo, Provincia de El Oro – Ecuador. INIGEMM – 2017-2018.
- d) Informe Auditado de Producción “Reina Del Cisne II” Código 390015 - 2020.
- e) Informe Auditado de Producción “Alto Vizcaya” Código 390356 – 2020.
- f) Estudio Técnico para la ampliación y remodelación de la Planta de Beneficio “Alto Vizcaya” Código 390356. 2019. Paso De 300 TPD A 800 TPD.

Los informes e inventarios de la Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables (2021), describen las plantas de beneficio existentes en las provincias de El Oro, Zamora Chinchipe y el Azuay en número total de 210 plantas, con un rango promedio de 40 a 800 TPD. Entre ellas: Reina del Cisne II con 120 TPD y Alto Vizcaya con 300 TPD. El detalle se muestra en la siguiente figura.

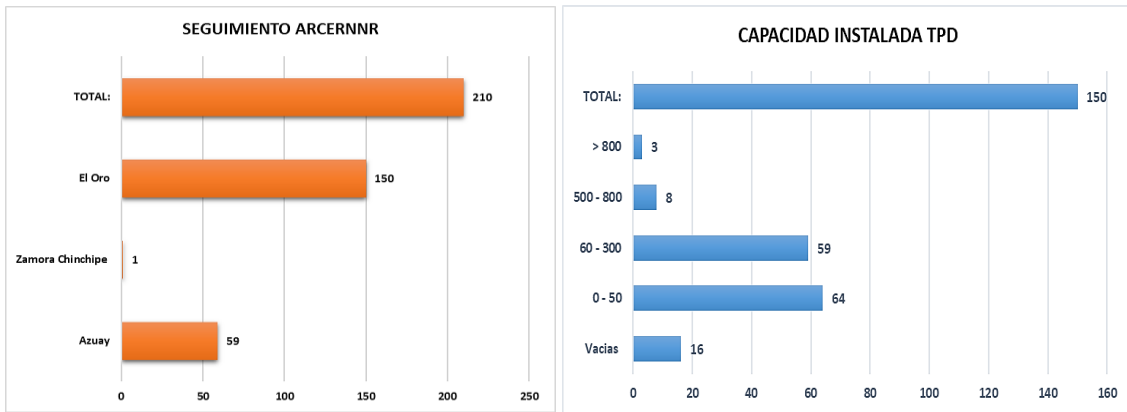


Figura 23. *Inventario de Plantas de beneficio Mineral para obtención de Cobre – Au. ARCERNNR.*

Fuente: Coordinación Regional. Agencia de Regulación y Control de Energía y Recursos Naturales No Renovables (ARCERNNR). 2021.

La caracterización geológica y mineralógica está fuertemente sustentada en los estudios de PRODEMINCA (2009), INIGEMM (2017), Feininger, 1980; Mapa BGS, 1992; Aspend et al., 1992; y, Litherland et al., 1994. Nonilla (2009); en donde se describe a la zona minera Zaruma-Portovelo ubicada al suroeste del Ecuador en la provincia de El Oro, como un yacimiento hidrotermal vetiforme emplazado en la Unidad Portovelo, delimitado entre las fallas Palestina Puente Buza y Piñas Portovelo. La litología evidencia rocas andesíticas de color gris verdosa con fenocristales de hornblenda, plagioclasa y piroxeno de 1-3 mm. La roca Andesita gris clara presenta fenocristales de plagioclasas de 3 mm alteradas a caolinita y hornblendas de 1-3 mm. Esta génesis ocasiona variables de resistencia mecánica uniaxial superiores a los 1000 kgf/cm² correspondiente a un coeficiente de fortaleza de Protodyakonov de $f = 10$, describiéndola como roca dura y abrasiva, la cual solo puede ser reducida por trituradoras de mandíbulas.

Con respecto a las variables de trituración se mantiene concordancia con el estudio del IIGE (2021), con respecto a que, el material rocoso mineralizado es reducido de 6” a 8” (pulgadas) hasta tener tamaños de ¾” (pulgadas). Se describe por lo tanto en grados de reducción oscilantes entre $i=6\sim 8$, debiéndose mejorar desde el almacenamiento en tolvas, alimentación continua, cribado de control y previos; y, ante todo, un circuito cerrado en la trituradora en fase II. La información obtenida del IIGE (2001) demuestra que en el campo tecnológico y de eficiencia; se deben analizar dos temas claves: 1) el consumo de energía (kW.h/ton); y, 2) Consumo de acero (kg de acero/ tonelada de material procesada).

Para el caso de Ecuador, de acuerdo con los datos de la Agencia de Regulación y Control Minero (ARCOM) (2019), se recibió ingresos por US\$23 millones por concepto de regalías mineras este valor corresponde a la venta de minerales en el mercado internacional con un total de 1.219 exportaciones de minerales hacia este mercado. Mientras que, de acuerdo con el Ministerio de Energía y Recursos Naturales no Renovables, en 2019 las exportaciones llegaron a los US\$ 134 millones y de enero a junio de 2020 se exportó alrededor de US\$ 391 millones en minerales y, al realizar un análisis comparativo de las cifras de ambos años, se evidencia un incremento significativo en la venta de minerales internacionalmente, incluso durante el 2020, año de pandemia en el que se frenó la producción y se redujo el número del personal que se encontraba laborando en campo, con este panorama se estima que el total de exportaciones incremente en los próximos años.

La Coalition for Eco Efficiency Comminution (CEEC), en el 2022 cuantificó el consumo de energía en extracción y producción minera en: 53% para Conminución, 22% en movimiento de fluidos (Filtrado y Absorción), 12% en Extracción/Exploración (voladura) de mineral, 7% en flotación y centrado, 4% en transporte de mineral en correas y 1% en deposición de relave. El consumo energético específico sea de una trituradora o molino generalmente designado con (W_B); dependerá del tamaño de grano de producto (d , 80% paso del total) y resultante (D , 80% de paso) y del índice de trabajo o de Bond del mineral (w_i) expresado en kWh/t). en las plantas de beneficio los mayores equipos consumidores de energía eléctrica son los molinos de bolas: $\approx 40\%$ del gasto total. Los valores de consumo varían entre $\approx 1579,7$ kW y 6000 kW. El costo por consumo de electricidad en las plantas de beneficio puede llegar hasta los US\$60.000 mensuales. En los casos tipos presentados (Reina del Cisne II y Alto Vizcaya), el consumo promedio es de 5377.3 US\$/mes y 53071.5 US\$/mes respectivamente.

Concordantemente con la información de ARCERNNR e IIGE, se determinó que dentro de los procesos de beneficio los mayores equipos consumidores de energía eléctrica son los molinos de bolas, concentrando desde el 20% al 40% del gasto total, este porcentaje depende del número de molinos implementados en cada empresa, además, se debe mencionar que existe un consumo mayor de potencia eléctrica en las plantas que cuentan con dos tipos de molinos: de bolas y de ruedas, y este valor oscila entre 1579,7 kW y 600 kW.

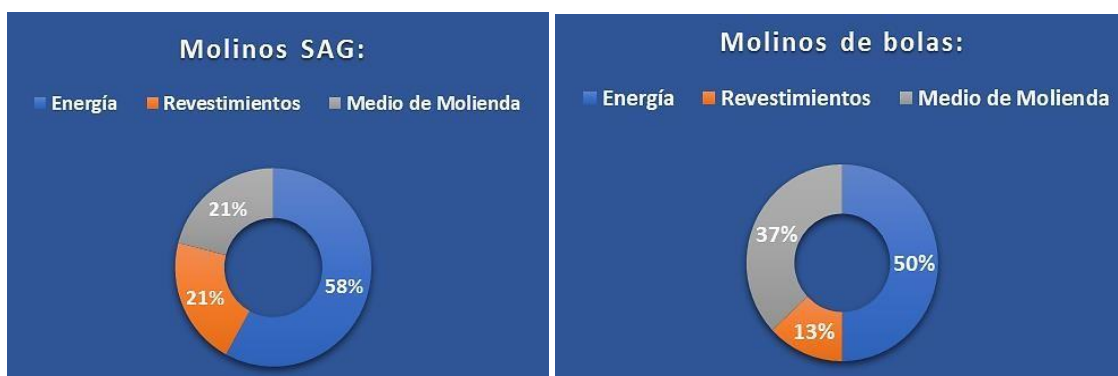


Figura 24. Relación de consumo energético en porcentaje en un Molino SAG y Molino de bolas
 Nota: Información obtenida del IIGE, 2021.

Los casos de éxito en eficiencia productiva y energética en beneficio de minerales se describen relacionando los últimos cinco años en los informes de la consultora SGS; en el cual se señala la importancia del alto rendimiento en Conminucion, mejorando así, la eficiencia energética en los circuitos de trituración AG/SAG. Codelco actualmente realiza la validación industrial del chancador HPGR (chancador de rodillos de alta presión), en División El Teniente, Andina y Chuquicamata constatando en datos previos; un ahorro energético entre el 6 y 10%, al igual que la disminución en el desgaste de sus revestimientos en comparación con los equipos convencionales. En Atacama, la mina Caserones ha incorporado a partir de 2019 sistemas avanzados de control en la etapa de molienda para generar mejoras en la estabilidad, lo que se ha traducido en menores consumos de energía eléctrica. En particular, ha realizado pruebas con el controlador de la molienda SAG APC Profit, analizándose los parámetros TPH alimentación y potencia molino SAG, correlacionándolos con la velocidad de giro de molino (rpm), granulometría de alimentación (feed), nivel de llenado (J), carga de bolas (D_{bo} y %), alimentación y cribado previo – control con relación a las parrillas del molino.

Dentro de las operaciones de las plantas de beneficio la eficiencia productiva y energética deben enfocar su accionar en los siguientes procesos: 1) Sistemas de potencia eléctrica que regularmente son sobredimensionados, 2) las malas conexiones y el poco acceso a subestaciones eléctricas y al Sistema Nacional Interconectado, 3) sistemas de procesamiento de mineral de bajo rendimiento basados únicamente en molienda, 4) alto consumo de agua y electricidad, 5) carencia de mantenimiento preventivo y correctivo a la maquinaria, 6) sistemas de arranque impropios para el funcionamiento de los equipos.

Las mejoras electromecánicas parten del cambio desde cojinetes, rodamientos hasta forros alivianados que mejoran la molienda y disminuyen el consumo de acero. Los diseños inteligentes parten de tolvas de distribución, alimentación continua y dosificada, ajuste de

velocidades, grados de llenado y espacios de ejecución – paralización. Básicamente es reducir Total Cost of Ownership (TCO) basado en eficiencia energética y optimizar la productividad mediante circuitos cerrados y flujogramas optimizados.

En la publicación de D. Chauvin, S. Depraz, y H. Buckley, «Saving energy in the oil and gas industry», el cálculo de variables y selección de los equipos es la clave para la optimización. El tipo de máquina, su tamaño y su ubicación estratégica en un flujograma, dependerá fundamentalmente de las características físicas y geológicas del material tronado/volado:

- a) Volumen clasificado y tonelaje a las etapas de conminución,
- b) Tamaños de alimentación y salida (tolvas – chutes en entrada / hidrociclones en salida),
- c) Tamaño, dureza, tenacidad, abrasividad, humedad de la roca,
- d) Necesidades granulométricas de la siguiente operación productiva.

Al finalizar se describe el mejor caso de éxito de los últimos 10 años basado en evaluación productiva y energética del circuito de molienda y clasificación de Unidad Charcas de Industrial Minera México, S.A. de C.V. Aplicado y monitoreado a molinos unitarios de 100 tph, se observa un ahorro de energía de 1.21 kWh en roca dura con un work index de 13.8 kWh/t. Este ahorro de energía representa económicamente una disminución de \$230 mil pesos mensuales en los costos de operación para la empresa (unos 150 mil dólares por mes). La eficiencia del circuito de molienda y clasificación fue determinante.

Se debe recordar que el circuito de reducción de tamaño es responsable aproximadamente del 50 ~ 60% del consumo energético de toda la planta concentradora. El consumo de energía en los procesos de reducción de tamaño depende del tipo de mineral y del tamaño del producto final que requiere molienda. Es por ello que la utilización de energía en equipos convencionales de reducción de tamaños depende no sólo del rompimiento de una partícula individual, sino de un gran número de causas inherentes en el diseño y operación de los equipos de molienda (Kapur et al., 1993; Fuerstenau y Vazquez-Favela, 1997; Morrison y Morrell, 1998).

Como se logra el ahorro de energía en molienda según Valery y Jankovic (2002): 1) Moler solo la cantidad de material que requiera esta fase (cribado de control + bandas / hidrociclón + bombas, es crucial); 2) Moler más eficientemente (basados en malla de liberación); 3) Inducir la fragmentación desde el minado (interrelación de tronadura – trituración, tal como lo plantea MetsoMinerals).

8. Conclusiones

- 1) La Planta de Beneficio Reina del Cisne II código: 390015, se describe como una unidad operacional e industrial minera con una capacidad instalada de 120 toneladas por día, en donde se procesa roca andesita considerada como dura y abrasiva, con mineralizaciones de oro y plata en relaciones de 1/100, con leyes bajas de 1 gr/ton a leyes altas de 5gr/ton. Para contrastar información técnica y contraponer datos de cálculo, se tomó el proceso de la Planta de Beneficio Alto Vizacaya de GoldMins quien realizo su cambio en producción de 300 a 800 toneladas por día -TPD-.
- 2) Para lograr la reducción entre 1 ~ 5% de energía, se necesita primero optimizar el proceso de trituración, desde el flujo de material que ingresa al circuito cerrado, la dosificación eficiente desde las tolvas, chutes y cintas transportadoras; optimizar el tipo de liners alivianados por tipo de material ha trituras, hasta mejoras en el funcionamiento de las mismas trituradoras como son los reguladores de energía (kW.h).
- 3) La descripción de los procesos y equipos basados en un diagrama funcional, indican trituración y molienda de una roca dura y abrasiva con un coeficiente de fortaleza $f = 10$ y un índice de trabajo energético de Bond de 12.3 kw.h/ton de material procesado. Las trituradoras de mandíbulas primaria y secundaria (400 x 600 & 250 x 1200), reducen el material de 6" a 8" (pulgadas) hasta tener tamaños de $\frac{3}{4}$ " (pulgadas) con grados de reducción que oscilan en $i = 6$. La reducción final del material basada en molino de bolas, permite obtener un producto con granulometría malla # 200 troy (74 μ m).
- 4) De la determinación cuantitativa, se describen datos esenciales para plantear eficiencia productiva y energética de la Planta de Beneficio; estas son: las trituradoras de mandíbulas deben ajustar su grado de reducción a $i = 8$; ángulo de agarre entre $20^\circ - 22^\circ$; los equipos industriales de minería, más aún trituradoras de mandíbula con liners de acero al manganeso, están diseñados para el máximo

esfuerzo lo que se verá reflejado en la producción (tph), el tiempo de vida de la trituradora; y, el mejor aprovechamiento del liners.

- 5) Para mejorar la eficiencia productiva y energética en molino de bolas; se debe realizar lo siguiente: hacer cambio de cojinetes, cambio de rodamientos, cambio de forros alivianados de alta resistencia, forros compactos (menos partes, menos peso), control de las curvas de eficiencia / producción (kW. hora. /ton), control de velocidades críticas de giro periférico y en producción (rpm), materiales alivianados de acero (. Acero al manganeso, carburo de titanio con duración 4 veces mayor).
- 6) La tronadura inteligente y planificada de bloques de extracción, es el medio más rentable para la reducción del tamaño del mineral previo a molienda. La energía química es más barata en comparación con la energía eléctrica que se consume en molinos y trituradoras. Otras mejoras son el almacenamiento en tolvas, alimentación continua, cribado de control y previos; y, ante todo, un circuito cerrado en la trituradora en fase II. Si el material es duro y abrasivo, se recomienda dos (2) etapas de trituración.
- 7) Las trituradoras de mandíbulas y giratorias son las más adecuadas para triturar productos duros y abrasivos. Cuando trabajan en trituración primaria puede decirse que las de mandíbulas se utilizan para producciones de hasta 800 a 1000 ton/h, mientras que las giratorias pueden utilizarse para producciones superiores (Principio de Taggart). En general, como las giratorias cuestan tres veces más que las de mandíbulas y producen (a plena carga) 3,5 veces la cantidad de las de mandíbulas, para igual potencia, se prefieren las giratorias cuando se trabaja a plena carga.
- 8) En relación al grado de concentración gravimétrica (Δ_D); el cociente o valor cuantitativo es de 4.46 (considerando oro: 19.3 y no metálicos: 5.1), por lo tanto, la separación gravimétrica es relativamente fácil para material molido de los trapiches a malla # 200 (74 μm). Si el valor hubiera sido menor a 2.5 indicaría que

la concentración por gravedad es difícil y no sería posible comercialmente para la Planta.

- 9) La flotación, como proceso físico químico basado en la hidrofobicidad de los minerales se plantea del tipo Bulk (Bulk flotation); flotación colectiva, en donde se obtienen todos los minerales valiosos en la espuma para obtener un “concentrado bulk” de baja humedad ($\pm 10\%$), con leyes de cobre ente 13 ~ 16%, de oro: 16 ~ 22 gr/ton, plata: 300 ~ 600 gr/ton, entre otros. La recuperación del proceso de beneficio oscila entre 85 ~ 92%; y el concentrado se comercializa en Big bags de ± 1 tonelada.

- 10) La eficiencia productiva y energética es posible, tal como lo demuestra el caso de Industrial Minera de México S.A. Unidad Charcas (2009), en donde se aplicó simulación a cuatro molinos de bolas con más de 4000tpd de producción, en los cuales se pudo reducir en 1.21 kWh/ton en el consumo de energía sin afectar la producción y calidad del producto final. El ahorro oscila en $\approx 150\,000$ USD/mes, sin modificar el diseño y las condiciones de operación.

9. Recomendaciones

- 1) Se recomienda ajustar las trituradoras de mandíbulas con el máximo grado de reducción de $i = 8$; esto mejora la reducción disminuyendo el consumo de energía en el molino; ya que éste, no debe estar reduciendo pedazos heterogéneos grandes.
- 2) Si comparamos las trituradoras de mandíbulas tipo Blake y Dalton, esta última presenta ventajas por un menor precio y más simple mecanismo (menor consumo de energía). Pero por la forma de trabajo de su mandíbula móvil, produce un mayor desgaste de sus placas de trituración.
- 3) Cuando trabajan en trituración primaria puede decirse que las de mandíbulas se utilizan para producciones de hasta 800 a 1000 ton/h, mientras que las giratorias pueden utilizarse para producciones superiores.
- 4) En toda planta de Beneficio. Especificando procesos (molienda – flotación) es necesario caracterizar los flujos en el procesamiento de minerales. Este balance de materiales:
 - Permite dimensionar equipos y realizar el diseño del proceso
 - Permite evaluar la eficiencia de la operación
 - Permite realizar la contabilidad metalúrgica o conciliación de tonelajes y ley para el cierre de mes.
- 5) Considerando Flotación. En los equipos de concentración por flotación (columnas y celdas); es requerimiento básico para determinar la recuperación ($Re=\%$), caracterizar las leyes de alimentación, concentrado (producto) y colas (relave).
- 6) Con respecto a disposición de celdas de flotación, tome en cuenta lo siguiente: El primer tipo es el banco de celdas extractoras principales (en inglés rougher). Recibe el alimento y separan la mayoría del mineral enriquecido. El mineral enriquecido se flota nuevamente en un banco de celdas limpiadoras (cleaner), mientras que la ganga se procesa en celdas despojadoras (scavenger).

- 7) Todas las plantas por implantarse o por realizar el incremento en producción, deberían establecer modelamientos en base a software como SAGwis, Rocky DEM (Multifásic Ansys) para optimizar y por ende mejorar la eficiencia energética en minería, en los distintos procesos y equipos de beneficio minero.

10. Bibliografía

- [1.]ARCOM, “Agencia De Regulación Y Control Minero (Arcom) Informe De Rendición De Cuentas 2020- Quito , Febrero 2020,” 2020, [Online]. Available: <http://www.controlminero.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2020/05/Informe-Narrativo-Rendición-de-Cuentas-2019.pdf>.
- [2.]ASTM. (2017). *Standard Test Methods for Determination of Gold in Bullion by Assay Cupellation Analysis*. ASTM(E1335).
- [3.]Barry A. Wills, Tim Napier-Munn. *Mineral Processing Technology An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*, 2006. 7ma Edition. ISBN: 0750644508. Elsevier Science & Technology Books. October 2006. EEUU.
- [4.]BCE. Banco Central del Ecuador. *Boletín Informativo. Empresa Nacional Minera. ENAMI. Regulación y Control Minero*. 2017.
- [5.]Beaty, Richard D. *Conceptos, Instrumentación y Técnicas en Espectrometría por Absorción Atómica*. PERKIN ELMER. 1979. USA.
- [6.]Beaty Richard D. and. Kerber Jack D. *Concepts, Instrumentation and Techniques in Atomic Absorption Spectrophotometry*. The Perkin-Elmer Corporation. 1993. Norwalk, CT, U.S.A.
- [7.]Bugbee, E. (1922). *A textbook of fire assaying*. New York: John Wiley & Sons, Inc
- [8.]Bustamante Rúa, Oswaldo. *NOTAS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES Ingeniería de Minas y Metalurgia*. Universidad nacional de Colombia. 2008.
- [9.]CEPAL, *Perspectivas del Comercio Internacional de América Latina y el Caribe* 2018. 2020.
- [10.] Collado Fernández, C. *Metodología de la investigación*. McGraw-Hill. 6ª edición. 2014. México. ISBN: 978-1-4562-2396-0.
- [11.] D. Chauvin, S. Depraz, y H. Buckley, «Saving energy in the oil and gas industry», en *Society of Petroleum Engineers - 9th International Conference on Health, Safety and Environment in Oil and Gas Exploration and Production 2008 - «In Search of Sustainable Excellence»*, 2008, vol. 4, pp. 1881-1890, doi: 10.2118/111937-ms.
- [12.] Fuerstenau, Maurice C.& Kenneth, H. Han. *Principles of Mineral Processing*. 2005. 1ra Edition. Society for Mining, metallurgy, and Exploration, Inc. ISBN: 0-87335-167-3
- [13.] G. Lagos and D. Peters, “El sector minero en Sudamérica,” *Plataforma Democrática*, pp. 1–31, 2010.

- [14.] Herrero, R., 2015. Ensayo al fuego. Recuperado de: <https://triplenlace.com/2015/06/16/ensayo-al-fuego/>
- [15.] IIGE, (2020). Análisis químico para la determinación de oro” por el método de ensayo al fuego. Recuperado de https://www.geoenergia.gob.ec/wpcontent/uploads/downloads/2020/06/instructivo_analisis_quimico_para_la_determinacion_de_oro_por_el_metodo_de_ensayo_al_fuego_2020.pdf (octubre,2021).
- [16.] INIGEMM. Informe Técnico del Trabajo Desarrollado en las Plantas de Beneficio de los Sectores de Zaruma y Portovelo, Provincia de El Oro – Ecuador. Dirección de Minería Proyecto Ordenamiento Ambiental Integral en la Cuenca del Río Puyango-OAP. Minería. Quito – Ecuador. 2014.
- [17.] INGEOMINAS, Instituto Colombiano de Geología y Minería. (2010). Guía Metodológica, técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas.
- [18.] Kiley, M. (1998 A). How do I Know how I am going? Assessment in Post Graduate Research Degrees. En *Quality in Postgraduate Research: Is it happening?* (pp. 1-10). University of Adelaide. M. Mahinroosta, «A Review on Energy Efficiency Improvement methods for Oil and Gas Industries», 2013.
- [19.] Kojovic, T. (1997). The development of a flakiness model for the prediction of crusher product shape, *Proc. of the 41st Annual Institute of Quarrying Conf., Brisbane, 135-148.*
- [20.] Ministerio de Minería de Chile. Sernageomin. Sonami." "Manual General de Minería y Metalurgia Minas, Concentradoras, Refinerías, Fundiciones, LIX/ SX/ EW. 2007. 1ra Edición. Portal Minero Ediciones. Santiago de Chile. ISBN: 9568514015.
- [21.] Shi, F. (2004). A comparison of grinding media: Cylpebs versus balls, *Minerals Engng. (in press)*. Shi, F. (1994). Slurry rheology and its effects on grinding, PhD Thesis, JKMRRC, The University of Queensland.
- [22.] Wills, Barry. A., *Mineral Processing Technology*, 6a. Edition, Oxford, Butterworth-Heinemann, 1997. ISBN 0750628383.

Anexo Nro. 1. Formulario aplicado en conminución: TRITURACIÓN.

1. Trituración.

1.1. La Reducción de tamaño. Este proceso se mide el grado o razón de reducción; que viene dado por la comparativa de tamaño de ingreso y salida, y viene expresado en varias nomenclaturas:

$$i = \frac{D_{80}}{d_{80}}; R = \frac{F_{80}}{P_{80}}$$

$$i_I = \sqrt[3]{s}; i_{II} = \sqrt[3]{s}; \text{ para dos y tres etapas respectivamente}$$

Donde:

i,s,R.- Grado de reducción del mineral

P80.- Diámetro de salida

F80.- Diámetro de alimentación

1.2. Otras variables a considerar: boca de entrada (B); diámetros de ingreso – salida máximos; diámetros de ingreso y salida del triturador medios.

$$n = \frac{0.85 \cdot B}{b}; n = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}; n_{na} = \frac{D_{ma}}{d_{ma}}$$

1.3. Giro. Velocidad angular (rpm)

$$\eta_{\text{teórica}} = 665 \sqrt{\frac{\overline{\text{tang } \alpha}}{s}}; \eta_{\text{práctica}} = 600 \sqrt{\frac{\overline{\text{tang } \alpha}}{s}}; \eta = \frac{360}{s} \rightarrow \text{Si } \alpha = 20^\circ$$

1.4. Trituración. Tonelaje

1.4.1. Taggart, desarrolló una fórmula práctica para determinar la capacidad de producción de los triturados de mandíbulas, cuya expresión es:

$$Q = 0.093 \cdot b \cdot d$$

Q.- capacidad en tph

b.- ancho de la mandíbula, cm.

d.- tamaño del material triturado, en cm.

Esta fórmula coincide bien con los resultados prácticos obtenidos con TRITURADORES DE TAMAÑO MEDIO. Para los grandes trituradores la fórmula da valores bajos para el caudal obtenido.

1.4.2. Lewenson, elaboró la fórmula que sigue para determinar la capacidad de producción de trituradores de mandíbulas:

$$Q = 150 * \eta * b * s * d * u * \gamma$$

Q.- capacidad en toneladas por hora, tph

η .- vueltas por minuto (r.p.m.)

b.- ancho de la mandíbula oscilante, en m.

s.- amplitud de oscilación de la mandíbula oscilante en cm.

d.- tamaño medio del material triturado, en m.

u.- grado de llenado del material triturado, dependiente de sus propiedades físicas. Aproximadamente entre 0.25 y 0.5.

γ .- peso específico del material que se va a triturar t/m³.

1.5. Para trituradoras de Cono:

1.5.1. Diámetro de admisión máxima:

$$D_{\max.} = 0.8 * \text{Apertura en Feed}$$

1.6. Giro (rpm):

$$\eta = 133 * \sqrt{\frac{\text{sen } \alpha - (f * \cos \alpha)}{l}}; \text{rpm}$$

α .- ángulo del cono triturador (39° ~ 45°).

l.- longitud de abertura de descarga (m).

f.- coeficiente de rozamiento roca – metal (0,2 ~ 0,3~0,4)

1.7. Symons. La capacidad de una de conos se puede obtener a través de la siguiente expresión matemática:

$$Q = 6.8 * D^2 * d_2 * n * \gamma; \text{tph}$$

D.- Diámetro de la base del cono en m.

d₁.- tamaño medio del material ALIMENTADO, en m.

d₂.- tamaño medio del material TRITURADO, en m.

n.- número de giros (rpm).

γ . - peso específico del material de alimentación (t/m³).

η .- rendimiento de la transmisión de motor a excéntrica (0,85 – 0,95).

1.8. Conos. Potencia del para el accionamiento en CV, para un triturador Symons, se puede obtener a través de la siguiente expresión matemática:

$$N = \frac{D * n (d_1^2 - d_2^2)}{0,2 * \eta}; \text{CV}$$

1.9. La potencia del motor o potencia útil: $P_m = 1.3 * P_a$

1.10. Energía y Potencia.

1.10.1. Molienda. Leyes de la Conminución

1.10.1.1. Teoría de Rittinger (1867):

Este postulado considera solamente la energía necesaria para producir la ruptura de cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotrópicos y sin fallas), una vez que el material ha alcanzado su deformación crítica o límite de ruptura.

$$E_R = K_R \left[\left(\frac{1}{P_{80}} \right) - \left(\frac{1}{F_{80}} \right) \right]$$

Donde: E_R = Energía específica de Conminución (kWh/ton).

K_R = Coeficiente de Rittinger.

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Aun cuando el postulado de Rittinger carece de suficiente respaldo experimental, se ha demostrado en la práctica que dicha teoría funciona mejor para la fracturación de partículas gruesas, es decir, en la etapa de chancado del material.

1.10.1.2. Teoría de Kick (1885):

Esto significa que iguales cantidades de energía producirán iguales cambios geométricos en el tamaño de un sólido. Kick consideró que la energía utilizada en la fractura de un cuerpo sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas), era sólo aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura; despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo.

$$E_K = K_K \text{Log} \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right)$$

Donde: E_R = Energía específica de conminución (kWh/ton).

K_R = Coeficiente de Kick.

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

Aun cuando el postulado de Kick carece de suficiente respaldo experimental; se ha demostrado en la práctica, que su aplicación funciona mejor para el caso de la molienda de partículas finas.

1.10.1.3. Tercera teoría o teoría de F.C. Bond (EEUU, 1952):

Bond definió el parámetro KB en función del Work Index WI (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total (expresado en [kWh/ton. corta]), necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 [μm].

$$W_B = 10 * w_i \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right)$$

$$W_B = 10 * w_i \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} (\sqrt{R_r} - 1)$$

Donde:

W_B = Energía necesaria en kWh por tonelada corta tratada (1 tonelada corta 0 907.2 kg).

D_{80} = Tamaño de malla por donde pasa el 80% de la alimentación, expresado en μm .

d_{80} = Tamaño de malla por donde pasa el 80% del producto, expresado en μm .

R_r = Relación de reducción dada por D_{80}/d_{80}

W_i = Índice de Bond, Índice de trabajo, work index. Magnitud que representa la resistencia que ofrece un material al ser fragmentado que depende de su propia naturaleza. Puede haber una dependencia subsidiaria del tamaño de grano (ver comentarios a la fórmula de Rittinger). Sus unidades son $\text{kW}\cdot\text{h}/\text{tc}$. Su significado físico sería, el del trabajo necesario para reducir una tonelada corta desde un tamaño muy grande “infinito”, hasta $100 \mu\text{m}$.

El parámetro W_i depende tanto del material (resistencia a la conminución) como del equipo de conminución utilizado, debiendo ser determinado experimentalmente para cada aplicación requerida. También representa la dureza del material y la eficiencia mecánica del equipo. El W_i se determina a través de ensayos de laboratorio, que son específicos para cada etapa (chancado, molienda de barras, molienda de bolas). Estos ensayos entregan los parámetros experimentales, respectivos de cada material, los que se utilizan en las ecuaciones respectivas, que se indican a continuación.

1.10.1.4. La potencia real, queda definida en:

$$N_{\text{real}} = N_{\text{carga}} * N_{\text{no-carga}}; \text{kw}$$

Donde:

N_{carga} . – Potencia utilizada solo para el proceso de moler.

N_{nocarga} . – Potencia utilizada para el arranque (encendido) del molino considerado para molinos a bolas a razón de 1.3 ~ 1.6.

Potencia utilizada solo para el proceso de moler se la calcula mediante la aplicación de la siguiente ecuación.

$$N_{\text{carga}} = EB * Q; \text{kw}$$

Siendo Q el tonelaje a procesar en un periodo de tiempo.

1.10.2. Potencia. Modelo Rose and English

La capacidad de una trituradora de mandíbulas se refiere a la cantidad de volumen o masa de material triturado que produciría por unidad de tiempo de operación. Su expresión:

$$P = 0.01195 * w_i \left[\frac{\sqrt{G} - 1.054 \sqrt{L_{\min} + L_T}}{\sqrt{G} * \sqrt{L_{\min} + L_T}} \right] * m$$

$$G = \frac{F_{80}}{6,3 * 10^5} ; L_{\min} + L_T = \frac{P_{80}}{7.0 * 10^5}$$

Donde:

w_i . - Índice de trabajo de trituración (kw.h/ton).

G.- “Gape”, apertura de la quebrantadora (m).

L_{\min} . - La carrera mínima (m).

L_T . - La carrera de la quebrantadora “throw” (m).

F_{80} .- 80% acumulado de la alimentación (micras).

P_{80} .- 80% acumulado del producto (micras).

m.- Capacidad de molienda (tph).

P.- Potencia (kW).

Anexo Nro. 2. Formulario aplicado en conminución: MOLIENDA.

2. Molienda.

2.1. Geometría en Molienda: Para la estimación de este proceso se requirió el cálculo del volumen geométrico de los dos molinos a bolas con los que cuenta la empresa, para ello se utilizó la siguiente ecuación:

$$V_g = \pi * r^2 * h; m^3$$

Donde:

V_g. - Volumen geométrico

r.- Radio del molino

h.- Altura del molino

Con estos datos obtenidos, se calculará el volumen real, de la siguiente manera.

$$V_r = V_g * J; m^3$$

Donde

V_g. - Volumen geométrico

J.- Grado de llenado (%)

2.2. El grado de llenado es el porcentaje que se llena al molino para empezar el proceso usualmente este valor es un 35 a 45%, su cálculo se lo realizó con la sucesiva ecuación.

$$J = 1.13 - 1.23 \frac{H}{D}$$
$$J = 1.13 - 1.23 \frac{H_k}{D}$$

Donde:

J.- Nivel o grado de llenado del molino

H.- Distancia desde el centro del tambor del molino hasta la superficie de las bolas

H_k. - Distancia medida de techo a cama dentro del molino: H_k = m₁+m₂+m₃/3

D.- Diámetro del molino de bolas, en metros.

Una variable a considerar es la determinada por L.B. Lewenson, el cual estima que el grado de llenado óptimo de los molinos está dado por:

$$h = 0.16 * D$$

2.3. Velocidad crítica de un molino a bolas, con el uso de la siguiente ecuación.

$$V_r = \frac{42.3}{\sqrt{D}}; V_r = \frac{76.63}{\sqrt{D}}; \text{rpm}$$

Donde:

D.- Diámetro del molino; en la primera fórmula en metros y la segunda en pies. Cuando se considera un ajuste en función del medio molido (bolas de acero), su ecuación se ajusta con:

$$D = D_n - 2Ef - \frac{d'}{2} \text{ m}$$

Donde:

D_n.- Diámetro nominal del molino.

d'.- Diámetro del medio molido (bolas de acero).

Ef.- Espesor de los foros del molino.

2.4. El cálculo energético para el proceso de molienda empelando en el presente trabajo, se fija en dos metodologías: Fred Bond y potencia: modelo Rose and English. La energía y potencia real, queda definida en:

$$E_B = 10 * w_i \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

$$N_{\text{real}} = N_{\text{carga}} * N_{\text{nocarga}}; \text{kw}$$

Donde:

P₈₀ y F₈₀.- En micras (um).

N_{carga}. - Potencia utilizada solo para el proceso de moler

N_{no - carga}. - Potencia utilizada para el arranque (encendido) del molino considerado para molinos a bolas a razón de 1.3.

Potencia utilizada solo para el proceso de moler se la calcula mediante la aplicación de la siguiente ecuación: N_{carga} = E_B * Q; kw

2.5. Diámetro de bolas para el molino, D_{bo}. Para obtener el diámetro máximo de las bolas de acero para una carga inicial, y para posteriores reposiciones de la carga; se emplea la siguiente expresión:

$$D_{bo} = \sqrt{\frac{F_{80}}{k}} * \frac{S_g * w_i}{(\% Cs) * \sqrt{D}} ; \text{ en pulgadas}$$

Donde:

D_{bo}. - Diámetro de bolas, en pulgadas

F₈₀. - Abertura por donde pasa el 80% de la alimentación, en micras.

k.- Constante: 350 para molienda húmeda; 335 para molienda seca.

S_g. - Gravedad específica.

w_i. - Índice de trabajo.

%Cs. - Porcentaje de velocidad crítica.

D.- Diámetro interior del molino, en pies.

2.6. Para determinar el tiempo medio de residencia en un flujo de material en un molino de bolas operando en seco, se puede seguir la siguiente secuencia:

$$V = \pi * r^2 * h; m^3$$

$$\text{Flujo} = \frac{\text{Tonelaje}}{\text{densidad del mineral}}; m^3/h$$

$$tr' = \frac{\text{Volumen}}{\text{Flujo}}, \text{ horas}$$

Anexo Nro. 3. Formulario aplicado en BALANCE METALÚRGICO.

3. Índices metalúrgicos.

El término “balance” en Procesamiento de Minerales engloba todos los cálculos metalúrgicos que se efectúan en una Planta Concentradora, para evaluar técnica y económicamente el proceso de concentración por flotación. En una Planta Concentradora generalmente se efectúan dos tipos de balances:

3.1. Balance metalúrgico o contabilidad metalúrgica. Balance de materiales (sólidos, agua, elemento, otros).

$$\diamond_1 = M_{(+)} + M_{(-)}$$

||FLUJO MÁSICO DE MINERAL QUE ENTRA||

= ||FLUJO MÁSICO DE MINERAL QUE SALE||

||MINERAL DE INTERÉS QUE ENTRA|| = ||MINERAL DE INTERÉS QUE SALE||

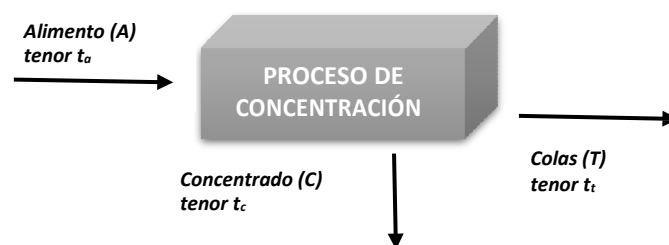


Figura 1. Componentes de un concentrado. Balance de material y metalúrgico. A. Alimento (Feed). T. Colas (Tailing). C.- Concentrado.

Balance de material (2 productos): $F = C + T$; o, $A = C + R$

Balance de material (3 productos): $A = C + M + R$

Balance de metal: $Ff = Cc + Tt$

$$A * t_a = C * t_c + T * t_t$$

Concentrado. Valor/especie de un mineral, es sustancialmente mayor. Colas/relaves. Es sustancialmente menor

$$t_c \gg t_a > t_t ; \text{ en donde } t_t \rightarrow 0$$

Porque es importante concentrar minerales:

- Elimina minerales que no presentan utilidad.
- Elimina minerales que compliquen el beneficio: piritas, arenas de cuarzo, materia orgánica.
- Obtener rápidamente un concentrado, que ya es comercial.
- Los índices metalúrgicos son números adimensionales que precisan la calidad de la separación efectuada en una o varias etapas de concentración, y además proporciona información para el escalamiento en el dimensionamiento de equipos y/o plantas de concentración¹.

3.2. Los índices metalúrgicos los podemos clasificar en dos tipos: a) Índices que relacionan calidad de la concentración; y, b) Índices que relacionan la capacidad de circuito de concentración, principalmente para usos de escalamiento. Entre los principales:

Recuperación (Re). La relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo material que hay en el alimento.

$$Re = \frac{\text{Peso de mineral de interes en CONCENTRADO}}{\text{Peso de mineral de interes en ALIMENTO}}$$

$$R = \frac{C * t_c}{F * t_a}$$

Dónde:

R.- Recuperación

C.- Masa del concentrado de interés en gr.

¹ Bustamante Rúa, Oswaldo. NOTAS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES Ingeniería de Minas y Metalurgia. Universidad nacional de Colombia. 2008.

t_c . - Tenor de concentrado

F.- Masa de alimentación en gr.

t_a . - Tenor de concentrado en el alimento.

Razón de enriquecimiento (RE). Se define este índice como la relación que existe entre el tenor (o porcentaje) de mineral útil en el concentrado respecto al tenor (o porcentaje) del mismo mineral en la alimentación:

$$RE = \frac{t_c}{t_a}$$

Razón de Concentración (R_C). Se define como la razón entre el flujo másico de sólidos e la alimentación A con respecto al flujo de sólidos en el concentrado C.

$$R_C = \frac{A}{C}$$

$$\frac{C}{F} = \frac{f - t}{c - t}$$

$$C(c - t) = F(f - t); C = F * \frac{f-t}{c-t}; F = C * \frac{c-t}{f-t}$$

$$Re = \frac{C*c}{F*f} * 100; Re = \frac{(f-t)}{(c-t)} * \frac{c}{f} * 100$$

3.3. Concentración Gravimétrica.

Para una separación efectiva es indispensable que exista una marcada diferencia de densidad entre el mineral y la ganga, a partir del criterio de concentración, se tendrá idea sobre el tipo de separación posible:

$$\Delta D = \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f}$$

Donde:

D_h . - Densidad relativa del mineral pesado

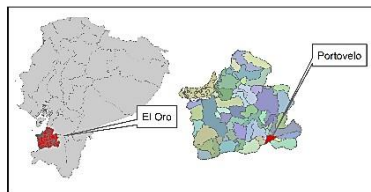
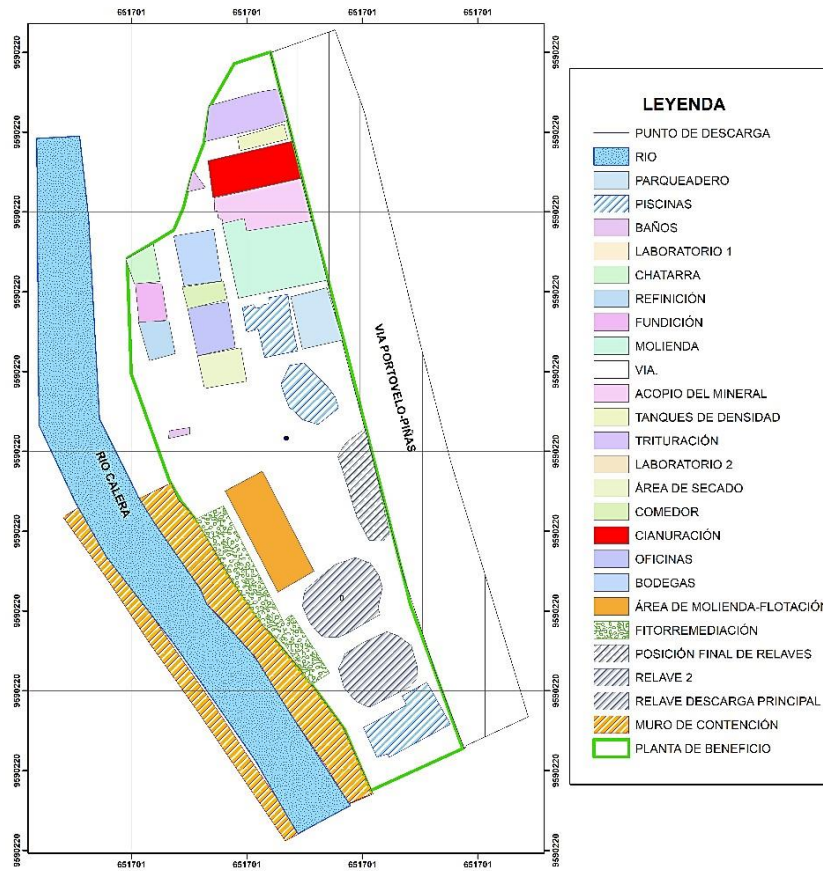
Dl. - Densidad relativa del mineral ligero

Df.- Densidad relativa del medio fluido

En términos generales; cuando el cociente es mayor de 2.5 absoluto, entonces la separación gravimétrica es relativamente fácil.

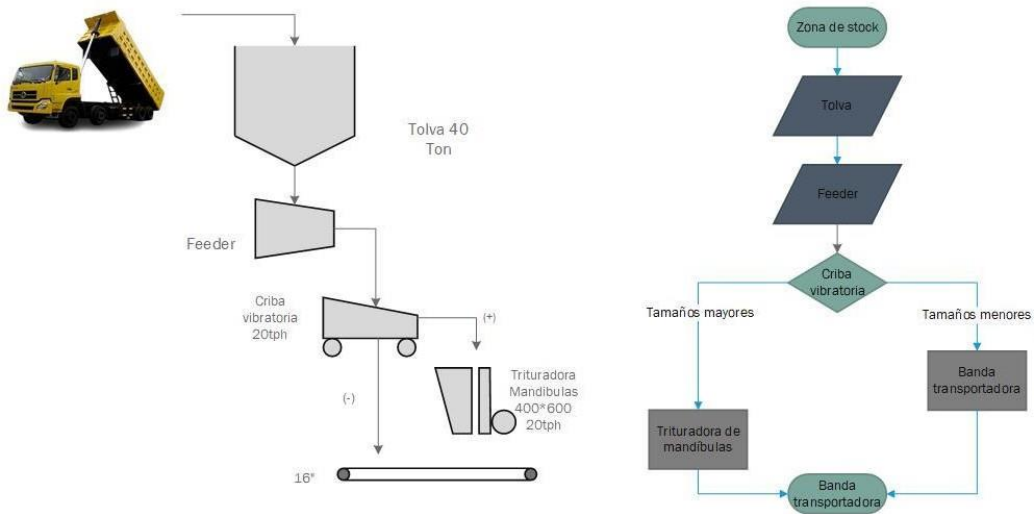
Anexo Nro. 4. Diagramas de Flujo Unitarios de la Planta Reina del Cisne II.

DISTRIBUCIÓN ESPACIAL DE LA PLANTA DE BENEFICIO REINA DEL CISNE II

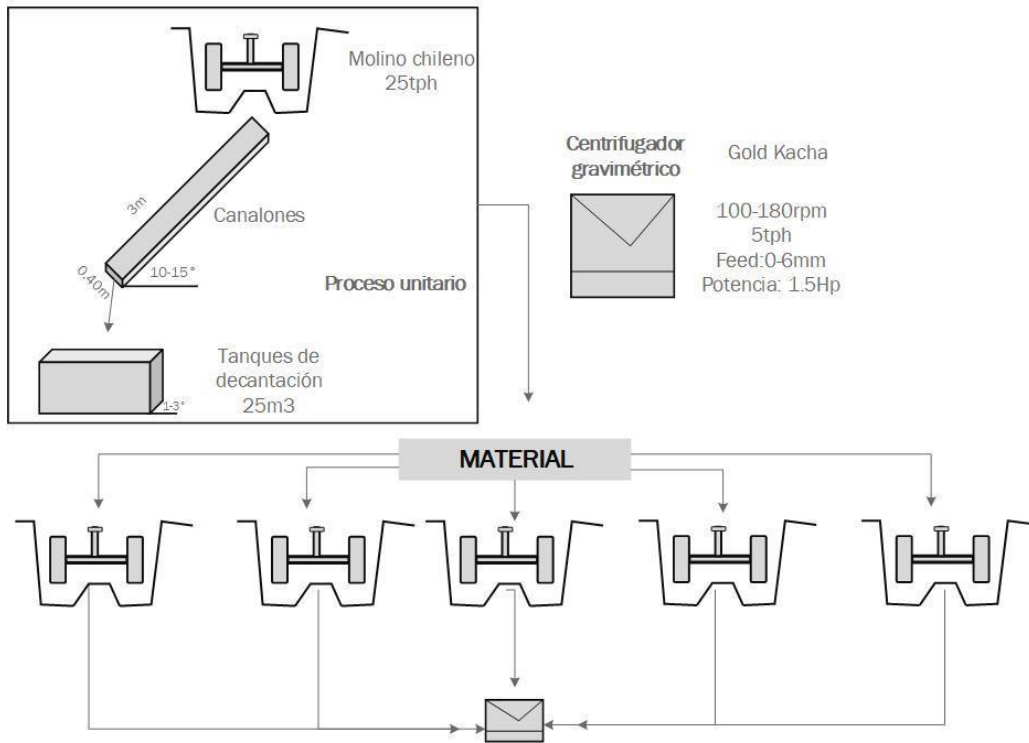



Autor Ing. Jorge Michael Valarezo Riofrio
Datum WGS-84
Escala 1:500
Fecha Marzo 2023
Escala de impresión A3

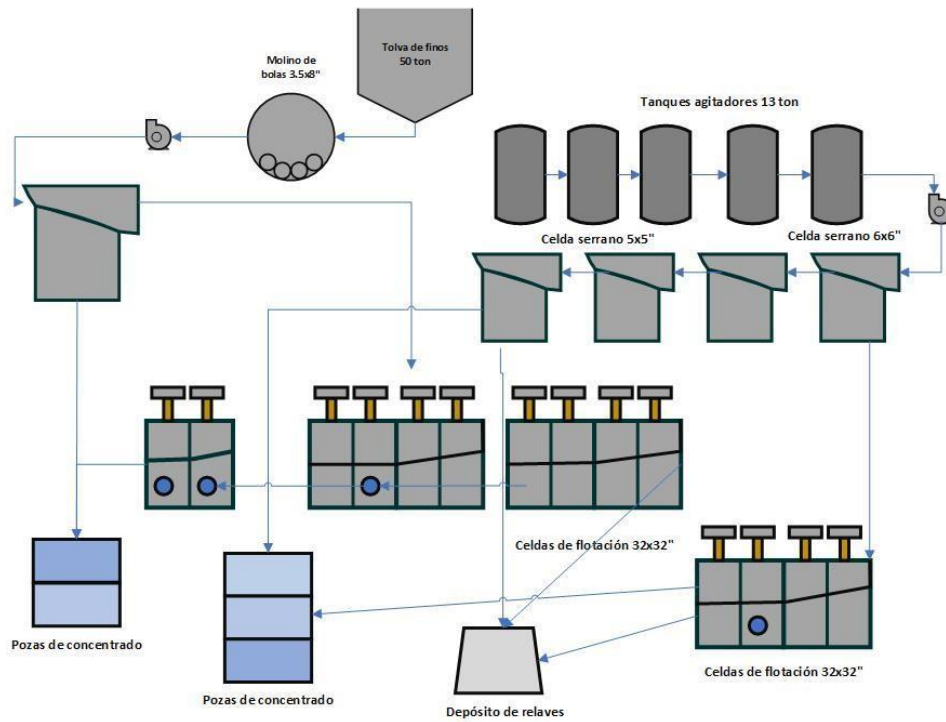
PROCESO DE TRITURACIÓN PLANTA DE BENEFICIO REINA DEL CISNE II



PROCESO DE MOLIENDA PLANTA DE BENEFICIO REINA DEL CISNE II



FLOW SHEET DE PLANTA CONCENTRADORA DE MINERALES REINA DEL CISNE II, código 390015



Anexo Nro. 5. Registro fotográfico 1. Ubicación de las Plantas de Beneficio. El Pache – Portovelo.



Anexo Nro. 6. Registro fotográfico 2. Secuencia general de procesos. Plantas de Beneficio. El Pache – Portovelo.

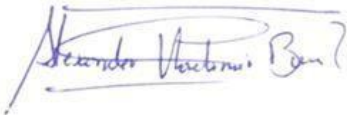


Anexo Nro. 7. Certificación de traducción del resumen.

Que el documento aquí compuesto es fiel traducción del idioma español al idioma inglés del Trabajo de Titulación: **Determinación de variables de cálculo para la optimización del proceso de conminución en la Planta de Beneficio Mineral Reina del Cisne II. El Pache. Cantón Portovelo. Provincia de El Oro.,** de la autoría del PhD. **Jorge Michael Valarezo Riofrío,** con cédula de identidad Nro.1103141915, estudiante de la **Maestría en Minas, Mención Mineralurgia y Metalurgia Extractiva** dela Universidad Nacional de Loja.

Lo certifico en honor a la verdad y autorizo a la interesada hacer uso del presente en lo que a sus intereses convenga.

Loja, 2 de mayo de 2023



Ing. Vladimir Alexander Buri Flores

Level, Intermediate English B1
Oxfor English Academy Ecuador



CERTIFICATE

In recognition of completion of the required course you are certified by Oxford

Vladimir Alexander Buri Flores

Level: **Intermediate English, B1**

Given on: 30th of May, 2022

Duration: 40 weeks - 250 hours

With all the rights, honors, and privileges thereunto appertaining

Mg. Alejandra Hernandez
OXFORD ENGLISH ACADEMY ECUADOR

Director


Resolución ministerial: Nro. MINEDUC-SEDMQ-2022-00152-R. QUITO,DM.

